

Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение
высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»
Институт горного дела, геологии и геотехнологий
Шахтное и подземное строительство

УТВЕРЖДАЮ Заведующий
кафедрой

_____ С.А. Вохмин

« _____ » _____ 2016 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

Специальность 130406.65 «Шахтное и подземное строительство»

«Строительство ремонтной базы СДО в условиях шахты

«Известняков» рудника «Кайерканский» ЗФ ПАО «ГМК

«Норильский никель» со специальной частью «Совершенствование
технологии крепления»

Пояснительная записка

Руководитель _____
Дата, подпись

канд. техн. наук, доцент

Г.С. Курчин

Выпускник _____
Дата, подпись

С.С. Костылев

Красноярск, 2016

РЕФЕРАТ

В данном дипломном проекте представлены расчёты по строительству ремонтной базы СДО в условиях рудника «Известняков».

Во введении представлена краткая характеристика рудника «Известняков», его история, местоположение. Так же обосновывается актуальность исследования, ставится цель и задачи дипломного проекта.

Первая глава посвящена геологическому строению месторождения и горно-геологическим условиям рудника.

Во второй главе определение формы поперечного сечения, Расчёт БВР, расчёт крепи.

В третьей главе проводится расчёт вентиляции транспортного уклона в условиях рудника «Известняков»

В четвертой главе показан расчёт и выбор светильников, для освещения выработки и выбрана передвижная подземная станция.

В пятой главе рассчитан и представлен транспорт, эксплуатируемый при строительстве.

В шестой главе представлена теоретическая часть по безопасности жизнедеятельности.

В седьмой главе рассчитано два способа торкретирования, заработная плата, затраты на материалы и амортизационные отчисления, за эксплуатацию оборудования.

В заключении представлены общие выводы по итогам исследования.

Дипломная работа состоит из пояснительной записки объёмом 94 страницы текста, 21 таблицы, 30 литературных источников и графической части на 9 листах формата А1.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	4
1 Геологическая часть.....	6
1.1 Общие сведения о проектируемом руднике.....	6
1.2 Краткая геологическая характеристика Каларгонское месторождения..	7
2 Горная часть.....	10
2.1 Определение формы поперечного сечения выработки.....	10
2.2 Выбор крепления участков выработки.....	12
2.3 Расчет давления горных пород на крепь горизонтальных и наклонных выработок.....	15
2.4 Определение давления горных пород на крепь камер.....	17
2.5 Расчёт комбинированной крепи.....	18
2.6 Расчёт анкерной крепи с металлической решёткой.....	19
2.7 Расчёт параметров БВР.....	23
3 Специальная часть.....	33
3.1 Расчёт анкерной крепи АКС.....	44
3.2 Сметная стоимость строительства участка закрепленного анкерной крепью.....	48
4 Вентиляция.....	51
4.1 Общие сведения.....	51
4.2 Выбор способа и схемы подачи воздуха в забой.....	53
4.3 Оборудование и приспособления для проветривания выработок.....	55
4.4 Расчёт параметров процесса проветривания и выбор вентилятора.....	57
4.5 Выбор вентилятора.....	59
5 Энергоснабжение.....	60
5.1 Расчёт освещения откаточного горизонта.....	60
5.2 Расчёт освещённости камерных выработок.....	61
5.3 Расчёт подземной передвижной станции.....	63
6 Подземный транспорт.....	67
6.1 Эксплуатационный расчёт самоходных машин.....	67
6.2 Эксплуатационный расчёт автосамосвала.....	69
6.3 Тяговый расчёт транспортной машины.....	70
7 Безопасность жизнедеятельности.....	73
7.1 Охрана недр.....	73
7.2 Охрана труда.....	76
7.3 Противопожарные мероприятия.....	79
7.4 Гражданская оборона.....	80
7.5 План ликвидации аварий.....	80
7.6 Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии.....	82
8 Экономическая часть.....	84
8.1 Сметная стоимость строительства участка закрепленного анкерной крепью.....	86
8.2 Сметная стоимость строительства участка закрепленного монолитной бетонной крепью.....	87
Список литературы.....	89

ВВЕДЕНИЕ

Каларгонское месторождение цементных известняков было открыто в 1935 г. В административном отношении оно расположено на территории Красноярского края в 16 км к западу от Центрального района муниципального образования г. Норильск и в 65 км к востоку от городского поселения Дудинка. На западе месторождение примыкает к району Кайеркан муниципального образования г. Норильск, построенному частично в пределах контура подсчёта запасов, на севере – к отработанной в настоящее время площади Кайерканского угольного разреза № 1, на юго-востоке - к железнодорожной станции Каларгон.

Подземный рудник «Известняков» входит в состав рудника «Кайерканский» Заполярного филиала ПАО «ГМК «Норильский никель».

Известняк используется на предприятиях ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» при производстве цемента, извести и для удовлетворения технологических потребностей в карбонатном сырье.

Все основные здания и сооружения рудника на земной поверхности размещены на основной площадке, расположенной на юго-восточном участке горного отвода. На этой площадке располагаются устья трёх наклонных штолен: конвейерной, транспортной и воздухоподающей. Площадка спланирована в отметках +131 м и имеет подъездные автомобильные дороги. К ней подведена железнодорожная ветвь сортировочного узла станции Каларгон.

Надшахтным зданием на площадке связываются выходы на поверхность конвейерной и транспортной штолен. В надшахтном здании находятся привод главного конвейера 2ЛУ-120, склад приготовления сухой смеси, КТП, РУ, диспетчерская, ремонтно-складские и подсобные помещения, склад противопожарных материалов и пункт смыва нечистот.

Блок цехов на площадке объединяет несколько объектов различного технологического назначения: главную вентиляторную установку, турбокомпрессорную, калориферную и склад материалов.

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ			
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата				
Разраб.		Костылев С.С.				«Строительство ремонтной базы СДО в условиях шахты «Известняков» рудника «Кайерканский» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» со специальной частью «Совершенствование технологии крепления»	Стадия	Лист	Листов
Провер.		Курчин Г.С.						4	91
							Кафедра ШПС ИГДГГ СФУ		
Н. Контр.		Зайцева Е.В.							
Утверд.		Вохмин С.А.							

Вентиляционный нагнетательный канал связывает главную вентиляторную и калориферную установки с устьем воздухоподающей штольни. Надшахтное здание соединено с блоком цехов транспортной галереей. В конвейерной галерее располагается участок конвейерной линии от надшахтного здания до узла грохочения известняка и его разгрузки на поверхностный склад.

Площадка вентиляционного шурфа № 1 на отм. +134 м находится на восточном участке границы горного отвода. От основной площадки рудника к ней имеется подъездная автомобильная дорога.

На руднике действует нагнетательный способ подачи свежего воздуха и фланговая схема проветривания. Вентиляторная главного проветривания оснащена двумя вентагрегатами ВОД-40 (рабочим и резервным). Свежий воздух подаётся в шахту по вентиляционной и транспортной штольням. Исходящая струя выдаётся на земную поверхность по вентиляционному стволу № 2, вентиляционному шурфу № 1 и, в минимально необходимых для проветривания объёмах, по конвейерной штольне.

Для очистных работ применяется камерно-столбовая система разработки с оставлением ленточных междукammerных целиков для сохранения земной поверхности от обрушения. С учётом внедренных на руднике схем подготовки, ограничения времени отработки камер длина их составляет 40 - 75 м. Ширина камер и междукammerных целиков зависит от устойчивости пород кровли и промышленного пласта и колеблется в пределах 4 - 8 и 3 - 4 м соответственно.

Отбойка горной массы на проходческих и очистных работах производится буровзрывным способом.

Горные работы ведутся с применением бурового, погрузо-доставочного, транспортного и вспомогательного самоходного дизельного оборудования.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							5
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ			
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата				
Разраб.		Костылев С.С.				«Строительство ремонтной базы СДО в условиях шахты «Известняков» рудника «Кайерканский» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» со специальной частью «Совершенствование технологии крепления»	Стадия	Лист	Листов
Провер.		Стримжа Т.П.						6	91
							Кафедра ШПС ИГДГГ СФУ		
Н. Контр.		Зайцева Е.В.							
Утверд.		Вохмин С.А.							

Кайеркан, Норильск и Талнах. Строительные материалы, используемые рудником, в основном местного производства: цемент, кирпич, щебень, песок, железобетон и др.



Рисунок 1.1 – Схематическая обзорная карта Норильского промрайона

1.2 Краткая геологическая характеристика Каларгонское месторождения

Каларгонское месторождение известняков расположено в предгорной части северной оконечности Норильского плато. Рельеф местности представлен пологими холмами с многочисленными ложбинами мелких ручьев и озёр.

В геологическом строении Каларгонского месторождения принимают участие отложения девонского периода (D_3), породы тунгусской серии (P_1), интрузивные породы и осадки четвертичного возраста

1.2.1 Стратиграфия

Девонская система

Верхний отдел: Кокоховская свита (D_{3nk}). Сложена доломитовым мергелями и ангидритом. Мощность равна 24-54 метра; Каларгонская свита (D_{3kl}), сложена, в основном, доломитами, известняками, ангидритом и мергелями. Вскрытая мощность Каларгонской свиты равна 123 – 206 метра.

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							7
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

Каменноугольная система

Нижний отдел: Конгломерато-брекчия известняковая свита (C_{1hb}).
Мощность 2-3 метра.

Верхний отдел: Руднинская свита, Нижнеруднинская подсвита (C_{3rd}).
Сложена, полимиктовыми песчаниками, алевролитами и аргиллитами.
Мощность равна 80 метрам.

Пермская система

Нижний отдел: Руднинская свита, Верхнеруднинская подсвита (P_{1rd}).
Сложена в основном алевролитами, арголитами и песчаниками. Мощность свиты равна 60 метров.

1.2.2 Магматизм

Интрузивные породы представлены на месторождении недифференцированные и дифференцированные.

Пермо-триасовые недифференцированные интрузии I фазы ($\beta_1(P-T)$).
Представлены пойкилоофитовыми долеритами оливинсодержащими и Силлами.

Триасовые дифференцированные рудоносные интрузии II фазы ($(\omega\beta-\nu\sigma)_2T$). Четко дифференцированные от пикритовых габбро-долеритов до габбро-сиенитов, автометаморфированных габбро-долеритов.

Триасовые недифференцированные интрузии III фазы ($\nu\beta_3T$).
Оливиновые, оливиносодержащие габбро-долериты с горизонтами и шлирами долерит-пегматитов. Секущие пластовые тела.

1.2.3 Мерзлотно-гидрогеологические условия разработки месторождения

По результатам геологоразведочных работ в зоне пород с положительной температурой были оконтурены обводнённые породы и запасы продуктивных известняков. Степень обводнённой этих пород изменчива. Зоны высокой проницаемости и обводнённой пород были отмечены на участке шириной 200-300 м, расположенным под ручьём Кайеркан вдоль всего его протяжения, и в районе скважин К-155 и К-156. По фильтрационным параметрам выделено два участка: юго-западный с $K_f = 0,19$ м/сут и северо-западный с $K_f = 0,58$ м/сут. Ожидаемые притоки воды в горные выработки на 1 м проходки для юго-запада прогнозируются на уровне $3,1$ м³/сут, для северо – запада - $12,4$ м³/сут. В

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							8
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

геологическом отчёте 1973 г. и техническом проекте 1976 г. отмечается, что величина водопритоков при разработке запасов зоны положительных температур составит 500 м³/час.

1.2.4 Физико-механические свойства пород

Физико-механические свойства известняков каларгонской свиты приведены в таблице 1.1 по данным, представленным ГГУ ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» (письмо № ЗФ -122/113 от 24.04.04 г.). В таблице, кроме известняков Каларгонского месторождения, приведены также физико-механические показатели находящихся в зоне положительных температур известняков Талнахского месторождения в качестве сравнения.

Физико-механические свойства известняков в зоне положительных температур практически идентичны свойствам известняков в зоне многолетней мерзлоты. Отличие может быть во влажности и устойчивости при обнажении. Характеристика устойчивости известняков в талой зоне будет зависеть от характера и интенсивности развития трещин в массиве (показатель, существенно меняющийся даже в пределах одного горизонта). По имеющимся данным неустойчивых известняков и пород в талой зоне быть не должно.

Таблица 1.1 – Физико-механические свойства известняков

Параметры	Рудник «Маяк». Зона +t. КС-50	Каларгон. зона многолетн ей мерзлоты. КИ-6	Каларгон. зона +t. сред. знач. Справка к отчету 1973г.	Каларгон. породы почвы, среднее знач. Справка к отчету 1973г
Объёмный вес, г/см ³	2,66	2,52-2,82	2,70	2,70
Удельный вес, г/см ³	2,90	2,6-2,95	2,72	2,75
Естественная влажность, %	33	6-41	85	89
Предел прочности при одноосном сжатии, кгс/см ²	555	303-1200	620	800
Предел прочности при одноосном растяжении, кгс/см ²	110	108-238	120	180
Предел прочности при сдвиге, кгс/см ²	185	159-376		
Угол внутреннего трения, град	42	28-35,5		
Пористость, %	8,96	0,72-3,0	1,58	1,66
Модуль Юнга	2,40			
Коэффициент Пуассона	0,26			
Коэф. крепости по М.М. Протодяконову	5,55	4,2-8,5	6-10	6-10
Коэффициент по буримости	10	10-12	10	10
Устойчивость	Сред-сл.	Сред-сл.	Сред-сл.	Сред-сл.

2 ГОРНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Определение формы поперечного сечения выработки

Форма поперечного сечения выработки выбирается таким образом, чтобы были минимизированы затраты на сооружение выработки и содержание её в рабочем состоянии на весь период её эксплуатации. В техническом плане форма поперечного сечения выработки определяется величиной горного давления, Устойчивостью пород, в которых проводится выработка, типом и конструкцией применяемой крепи.

При устойчивых породах кровли, почвы, и бортов проводимой выработки обычно применяется прямоугольная или прямоугольно-сводчатая форма выработки.

При неустойчивых породах кровли, и устойчивых породах бортов и почвы применяют прямоугольно сводчатую, квадратную или полигональную форму выработки.

При неустойчивых породах кровли и бортов и устойчивых породах почвы и при небольших сроках службы выработки применяют трапециевидную, сводчатую с наклонными бортами, или подковообразную форму выработки. При относительно небольших боковых нагрузках применяют прямоугольно-сводчатую форму выработки.

При неустойчивых породах кровли, бортов и почвы в зависимости от соотношения нагрузок может применяться круглая или овальная (в том числе с разными радиусами закруглений) форма сечения выработки.

Для проводимой выработки, исходя из условий применения различных форм крепи, применяем сводчатую форму поперечного сечения выработки.

Расчёт размеров поперечного сечения выработки

Размеры поперечного сечения определяются исходя из размеров проходческого и транспортного оборудования, количества рельсовых путей,

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ			
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата				
Разраб.		Костылев С.С.				«Строительство ремонтной базы СДО в условиях шахты «Известняков» рудника «Кайерканский» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» со специальной частью «Совершенствование технологии крепления»	Стадия	Лист	Листов
Провер.		Курчин Г.С.						10	91
Н. Контр.		Зайцева Е.В.					Кафедра ШПС ИГДГГ СФУ		
Утверд.		Вохмин С.А.							

наличия оборудования различного назначения (кабелей, трубопроводов и т.д.), количества воздуха, проходящего по выработке. При расчёте размеров и площади выработки в свету учитывают зазоры, отвечающие требованиям правил безопасности [].

Таблица 2.1 – Описание выбранного оборудования

Оборудование	Ширина по кузову	Высота по кабине
Автосамосвал МТ-42	3050	2700
ПДМ СТ-8БР	2600	2900
Boomer 353H	1300	2650

По таблице 2.2 принимаем размеры канавки, водоприток по данным предприятия равен 500 м³/ч.

Таблица 2.2 – Размеры канавок в зависимости от водопритока

Приток воды м³/ч	Размеры канавки, мм		
	Ширина по верху	Ширина по низу	Глубина
500	450	350	500
400	450	350	450
300	400	300	400
200	400	300	300
150	400	300	250
100	350	250	200

Минимальные зазоры между наиболее выступающей частью машины и боком выработки: со стороны людей $a = 1200$ мм, с противоположной стороны $b = 500$ мм.

Минимальная высота по оси выработки в свету:

$$H_{св} = h + e + d_m, \text{ мм}, \quad (2.1)$$

$$H_{св} = 3950 + 500 + 600 = 5050 \text{ мм}.$$

Высота стенки выработки от дорожного покрытия:

$$h_1 = H_{св} - 300, \text{ мм}, \quad (2.2)$$

$$h_1 = 5050 - 300 = 4750 \text{ мм}.$$

Высота стенки от тротуара:

$$h_2 = h_1 - h_n \geq 1800, \text{ мм}, \quad (2.3)$$

$$h_2 = 4750 - 300 = 4450 \text{ мм}.$$

Высота стенки выработки от почвы:

$$h_3 = h_1 + h_n, \text{ мм}, \quad (2.4)$$

$$h_3 = 4750 + 300 = 5050, \text{ мм}.$$

Ширина выработки в свету:

$$B = a + A_m + b, \text{ мм}, \quad (2.5)$$

$$B = 3400 + 1200 + 500 = 5100, \text{ мм}.$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету:

$$S_{св} = a \cdot b, \text{ м}^2, \quad (2.6)$$

где a – высота выработки, м;

b – ширина выработки, м.

$$S_{св} = 5,1 \cdot 5,05 = 25,8 \text{ м}^2.$$

Сечение выработки в проходке (вчерне):

$$S_q = (1,03 \div 1,05) \cdot S_{св}, \text{ м}^2, \quad (2.7)$$

$$S_q = 1,03 \cdot 25,8 = 26,6 \text{ м}^2.$$

Периметр выработки в свету:

$$P = 2 \cdot a + 2 \cdot b, \text{ м}, \quad (2.8)$$

$$P = 2 \cdot 5,05 + 2 \cdot 5,1, \text{ м}.$$

2.2 Выбор крепления участков выработки

Согласно СП91.13330.2012 выбор вида крепи допускается производить по размерному показателю устойчивости пород.

В качестве критерия устойчивости пород следует принимать значение их смещений U на контуре поперечного сечения выработки за весь срок ее эксплуатации без крепи в соответствии с таблицей 2.3.

Таблица 2.3 – Категории устойчивости пород в зависимости от смещения U

Категория устойчивости пород	Оценка состояния устойчивости пород	Смещение U , мм		
		Осадочные породы (песчаники, алевролиты, аргиллиты, известняки, уголь и др.)	Изверженные породы (граниты, диориты, порфириды и др.)	Соляные породы (каменная соль, сильвинит, карналит и др.)
I	Устойчивое	До 50	До 20	До 200
II	Среднеустойчивое	Св. 50 до 200	Св. 20 до 100	Св. 200 до 300
III	Неустойчивое	» 200 » 500	» 100 » 200	» 300 » 500
IV	Очень неустойчивое	Св. 500	Св. 200	Св. 500

Отнесение выработки к той или иной категории устойчивости следует проводить по абсолютному значению максимальных смещений пород на

контуре поперечного сечения, которое определяют дифференцированно в кровле, почве и боках выработки.

Значение смещения U для горизонтальных и наклонных выработок, расположенных в осадочных и изверженных породах и вне зоны влияния очистных работ, следует определять по формуле

$$U = k_{\theta} \cdot k_a \cdot k_s \cdot k_e \cdot k_t \cdot U_T, \text{ мм}, \quad (2.9)$$

где: U_T – смещение пород, мм, принятое за типовое, определяемое по графикам, представленным на рисунке 2.1 в зависимости от расчетного сопротивления пород сжатию R_c и расчетной глубины расположения выработки H_p ;

k_a – коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород или основных плоскостей трещиностойкости, определяемый по таблице 2.4.

k_{θ} – коэффициент направления смещения пород: при определении смещений со стороны кровли или почвы (в вертикальном направлении) k_{θ} равен 1, при определении боковых смещений пород (в горизонтальном направлении) k_{θ} определяется по таблице 2.4;

k_s – коэффициент влияния размера выработки, определяемый по формуле

$$k_s = 0,2 \cdot (b - 1), \quad (2.10)$$

где: b – ширина выработки в проходке (вчерне), м;

$$k_s = 0,2 \cdot (5,05 - 1) = 0,81.$$

Таблица 2.4 – Значения коэффициентов k_a и k_{θ} в зависимости от направления проходки выработки

Направление проходки выработки	Коэффициенты k_a и k_{θ} при углах залегания пород α или основных плоскостей трещиноватости, град.											
	до 20		30		40		50		60		св. 70	
	k_a	k_{θ}	k_a	k_{θ}	k_a	k_{θ}	k_a	k_{θ}	k_a	k_{θ}	k_a	k_{θ}
По простиранию	1,00	0,35	0,95	0,55	0,80	0,80	0,65	1,20	0,60	1,70	0,60	2,25
В крест простирания	0,70	0,55	0,60	0,80	0,45	0,95	0,25	0,95	0,20	0,80	0,15	0,55
Под углом к простиранию	0,85	0,45	0,80	0,65	0,65	0,90	0,45	1,05	0,35	1,10	0,35	0,95

k_b – коэффициент воздействия других выработок, принимаемый для одиночных выработок и камер равным 1,0, для сопряжений с односторонним примыканием выработки – 1,4, для сложных сопряжений с примыканием выработок в виде двустороннего заезда или пересекающихся

выработок – 1,6, для параллельных выработок – по формуле

$$k_{\theta} = \frac{b_1 + b_2}{L} \cdot k_L, \quad (2.11)$$

где: L – расстояние между выработками, м;

$b_1 + b_2$ – суммарная ширина взаимовлияющих выработок в проходке (вчерне), м;

k_L – коэффициент, определяемый по таблице 2.5

Таблица 2.5 – Значения коэффициента k_L зависимости от расчетной глубины расположения выработки

Расчетная глубина расположения выработки от поверхности H_p , м	Коэффициент k_L при расчетном сопротивлении R_c , МПа (кгс/см ²)							
	для выработок по простиранию				для выработок вкрест простирания			
	30 (300)	60 (600)	90 (900)	>120 (1200)	30 (300)	60 (600)	90 (900)	>120 (1200)
до 300	3,5 2,0	1,8 1,6	1,5 1,3	1,2 1,0	1,8	1,5	1,2	1,0
от 300 до 600	4,0 2,5	2,0 1,8	1,7 1,5	1,4 1,2	2,2	1,8	1,5	1,2
от 600 до 900	4,5 3,0	2,5 2,1	2,0 1,7	1,6 1,4	2,6	2,1	1,7	1,4
от 900 до 1200	5,0 3,5	3,5 3,0	2,5 2,0	1,8 1,6	3,0	2,5	2,0	1,5
свыше 1200	5,5 4,0	4,0 3,5	3,0 2,3	2,0 1,8	3,4	2,9	2,4	1,7

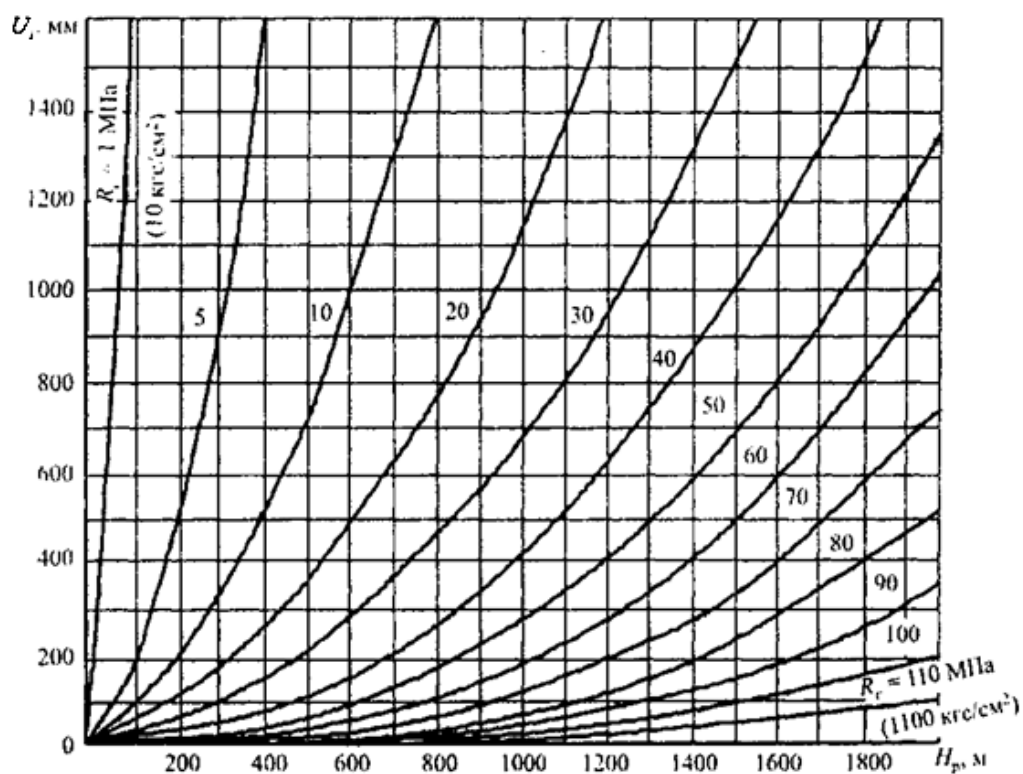


Рисунок 2.1 – Графики для определения типового смещения пород U_T
 K_t – коэффициент влияния времени возведения крепи. Для выработок, срок

службы t которых более 15 лет, K_t равен 1, при t менее 15 лет K_t определяют по графикам, представленным на рисунке 2.2.

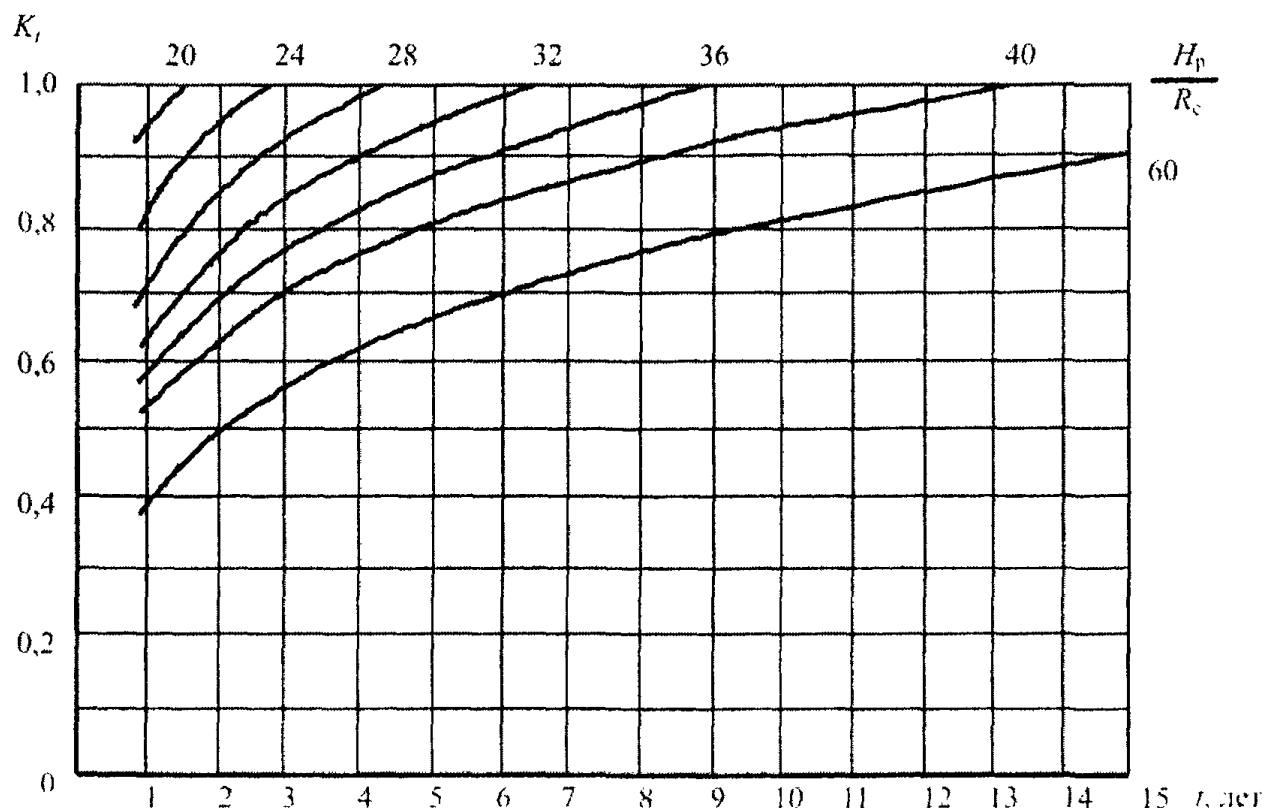


Рисунок 2.2 – Графики для определения коэффициента K_t при t от 1 года до 15 лет

$$U = 0,35 \cdot 1 \cdot 0,81 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1150 = 326 \text{ мм.}$$

2.3 Расчет давления горных пород на крепь горизонтальных и наклонных выработок

Расчетная нагрузка на все виды крепи, за исключением рамных податливых, определяется дифференцированно в кровле и почве (в вертикальном направлении), в боках (в горизонтальном направлении), а при угле падения пород α от 20° до 50° и по нормали к напластованию – по формуле

$$P = \gamma_f \cdot \gamma_n \cdot m_B \cdot P^H, \text{ кПа,} \quad (2.12)$$

где P^H – нормативная нагрузка на крепь, кПа (тс/м²);

γ_f – коэффициент надежности по нагрузкам, принимаемый по таблице 2.6;

γ_n – коэффициент по ответственности, принимаемый для главных вскрывающих выработок равным – 1,1; для остальных – 1,0;

m_B – коэффициент условий проведения выработок, принимаемый равным 1 при буровзрывном способе, а при комбайновом способе проведения выработок

– принимаемый по таблице 2.7.

$$P = 1,05 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 250 = 262,5 \text{ кПа.}$$

Таблица 2.6 – Значения коэффициента γ_f зависимости от смещений контура выработки

Значение смещения U , мм	Коэффициент γ_f	
	Главные вскрывающие выработки	Магистральные и другие выработки
от 50	1,25	1,10
от 50 до 200	1,10	1,05
от 200 до 500	1,05	1,00
более 500	1,00	1,00

Таблица 2.7 – Значения коэффициента m_B зависимости от отношения H/R_c

Отношение H/R_c	до 1,6	от 1,6 до 2,0	от 2,0 до 2,5	от 2,5
Коэффициент m_B	0,6	0,8	0,9	1,1

Нормативную нагрузку P^H определяются по графику, представленному на рисунке 2.3, в зависимости от смещений U с учетом смещений до установки крепи U_t сжатия забутовочного материала U_3 , и конструктивной податливости крепи $U_{кр}$. Смещения, происходящие до установки крепи U_t , определяют по формуле

$$U_t = U \cdot K_t, \quad (2.13)$$

$$U_t = 326 \cdot 1 = 326 \text{ мм.}$$

где K_t – коэффициент влияния времени на смещение пород, определяют по графику.

Смещения, компенсируемые за счет сжатия забутовочного материала U_3 , зависят от сжимаемости материала, толщины забутовочного слоя и расчетной нагрузки на крепь и определяются опытным путем. Для забутовочного материала из дробленых пород при отсутствии опытных данных значение U_3 допускается принимать равным 2 % толщины забутовочного слоя.

Конструктивную податливость крепи $U_{кр}$ принимают по ее технической характеристике. Для монолитных бетонных и железобетонных типов крепи при определении конструктивной податливости $U_{кр}$ следует учитывать значение усадки и ползучести бетона при твердении, которые следует принимать: для однопутевых выработок равными 20 мм, для двухпутевых - 40 мм.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							16
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

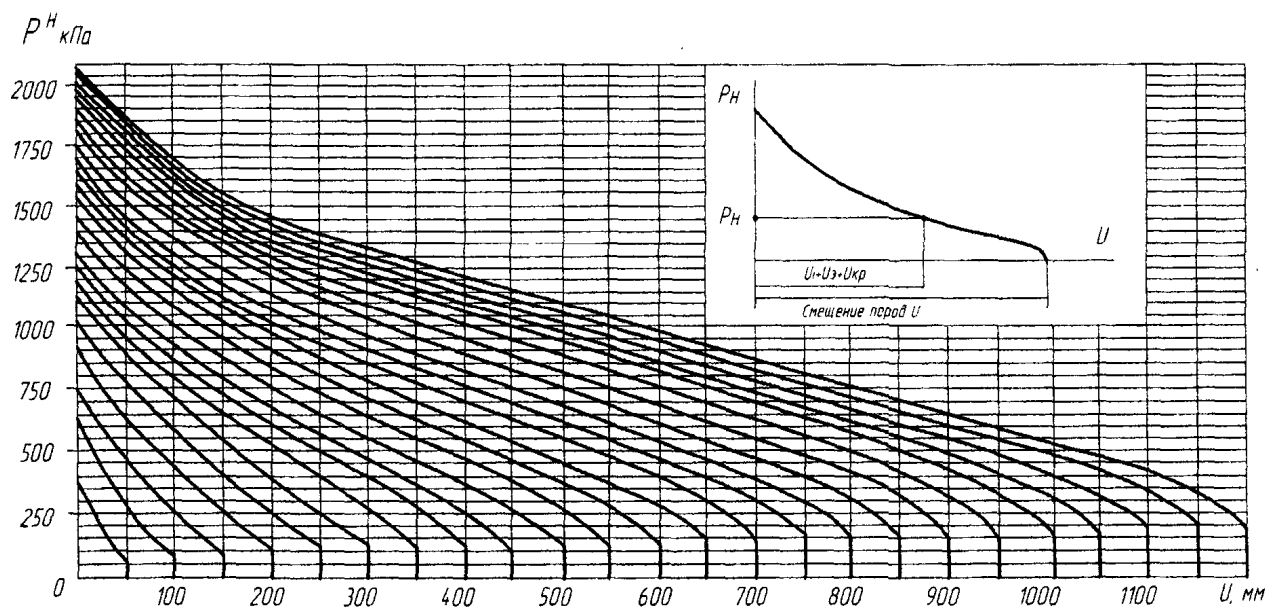


Рисунок 2.3 – Определение нормативной нагрузки в зависимости от смещений на контуре выработки

2.4 Определение давления горных пород на крепь камер

Расчет нагрузок на крепь камер следует проводить:

- для протяженных камер (при отношении длины камеры к ее ширине более 5) по;
- для камер ограниченной длины по формуле

$$P_K = K_{CH} K_{BK} P \quad (2.14)$$

$$P_K = 0,9 \times 1,1 \times 262,5 = 259,87$$

где P - расчетная нагрузка на крепь выработки, определяемая по формуле;

K_{CH} - коэффициент снижения нагрузок на крепь камер;

K_{BK} - коэффициент влияния выработок, примыкающих к длинной стороне камеры, определяется в зависимости от соотношения пролетов камеры B_K и примыкающей выработки $B_в$ по таблице 2.8

В горизонтальных и наклонных выработках, располагаемых в твердых осадочных (кроме соляных) и изверженных породах вне зоны воздействия очистных выработок следует применять:

а) в породах категории устойчивости 1 при монолитных породах - набрызгбетонную крепь толщиной не менее 30 мм или анкерную крепь. В монолитных весьма мало трещиноватых породах допускается (при соответствующем обосновании), оставление выработок без крепи. В условиях возможной потери прочности пород по отдельным ослабленным контактам - анкерная крепь с

металлическими подхватами или опорными элементами и решетчатой затяжкой с последующим нанесением набрызгбетона толщиной 40 - 50 мм;

б) в породах категории устойчивости II - монолитную бетонную крепь, комбинированную из набрызгбетона толщиной не менее 80 мм с анкерами и металлической сеткой или без нее, рамную крепь из железобетонных стоек с металлическими верхняками, сборную, металлическую податливую крепь, анкер- металлическую, металлическую арочную крепь с набрызгбетонным покрытием пород;

в) в породах категорий устойчивости III и IV - сборную тюбинговую и блочную, а при соответствующем обосновании - металлобетонную, металлическую податливую и анкерную крепь в сочетании с подпорными податливыми крепями; при этом в породах почвы категорий устойчивости I и II в крепи указанных типов обратный свод не предусматривается.

При осадочных породах почвы категорий устойчивости III и IV и изверженных породах категории устойчивости IV крепи должны быть с обратным сводом.

В породах категорий устойчивости III и IV допускаются крепи без обратного свода, но с обязательным проведением мероприятий по уменьшению смещений почвы путем упрочнения пород цементацией, их анкерованием или разгрузкой массивов.

Необходимость возведения обратного свода и его параметры определяют на основе расчета смещения пород почвы, податливости забутовки и отпора крепи, а также с учетом времени установки крепи.

Таблица 2.8 – Значение отношения B_k/B_e от коэффициента K_{BK}

Отношение $\frac{B_k}{B_e}$		1	2	3	4
Коэффициент K_{BK}	При одностороннем примыкании выработки	1,4	1,2	1,1	1,05
	При двустороннем примыкании выработок	1,6	1,3	1,15	1,1
Примечание - Коэффициент K_{BK} равен 1, если примыкающие выработки расположены с торцов камеры.					

2.5 Расчёт комбинированной крепи

Если выработка закреплена только анкерной крепью, то в местах интенсивной трещиноватости возможны отдельные вывалы или осыпание

породы между анкерами. Вывалы возможны, когда размер структурного блока массива в 3-4 раза меньше расстояния между анкерами. В этом случае прибегают к комбинированной крепи. После установки анкеров выработку дополнительно крепят набрызг - бетоном; иногда покрытие набрызг - бетоном производят по проволоочной сетке.

По практическим данным, высота вывала между анкерами может достигать половины расстояния между анкерами. Форму вывала принято считать пирамидальной.

Для расчёта интенсивности нагрузки на набрызг-бетонную крепь со стороны кровли при пирамидальном вывале высотой $0,5a_{кр}$ и длиной стороны при основании пирамиды $a_{кр}$ можно использовать формулу

$$q_{кр} = 0,17 \cdot a_{кр} \cdot \gamma, \quad (2.15)$$

где $a_{кр}$ – расстояние между анкерами в кровле, м.

$$q_{кр} = 0,17 \cdot 0,7 \cdot 2,65 = 0,364$$

Если расстояние между рядами анкеров больше, чем между анкерами в ряду, то формулу представляется большее значение.

Для расчёта толщины покрытия из набрызг - бетона применяют Толщину покрытия следует принимать не менее 30 мм.

2.6 Расчёт анкерной крепи с металлической решёткой

Тип анкерной крепи выбирают в зависимости от коэффициента крепости пород.(табл. 2.9).

Таблица 2.9 – Выбор крепи по показателю устойчивости пород для рудника

Условия работы	Значения (k_3) от длины заделки (l_3), м				
	0,1	0,2	0,25	0,3	0,4
При цементном бетоне	1	0,65	0,62	0,58	0,55
При полимеробетоне	1	0,75	0,72	0,68	0,65

На рудниках наибольшее распространение имеет железобетонный анкер. Перспективным является применение сталеполимерных анкеров.

Расчёт несущей способности железобетонного и сталеполимерного анкеров ведут в следующем порядке:

1. Определяется расчётная несущая способность стержня анкера P_c, H , из условия его прочности на разрыв:

$$P_c = F \cdot R_p \cdot m, H, \quad (2.16)$$

где F – площадь поперечного сечения стержня, m^2 , (рекомендованный диаметр стержня $d_c = 0,016 м$);

R_p – расчётной сопротивление материала стержня растяжению

($R_p = 210 МПа$ для горячекатанной круглой гладкой стали класса А-I; $R_p = 270 МПа$ для стали периодического профиля класса А-II; $R_p = 360 МПа$ для стали периодического профиля класса А-III);

m – коэффициент условий работы стержня анкера, который в обычных условиях работы можно принять равным 0,9-1.

$$P_c = 0,0002 \cdot 360 \cdot 1 = 0,072 H,$$

2. Устанавливается расчётная несущая способность стержня анкера P_3, H , из условия прочности его закрепления в бетоне (или полимербетоне):

$$P_3 = \pi \cdot d_c \cdot \tau \cdot l_3 \cdot k_3 \cdot m_1, H, \quad (2.17)$$

где d_c – диаметр арматурного стержня, м;

τ – удельное сцепление стержня с бетоном, Па;

l_3 – расчётная длина заделки, м;

k_3 – поправочный коэффициент на длину заделки;

m_1 – коэффициент условий работы замка, значение которого принимают при сухой скважине 0,8, при влажной - 0,7-0,6.

$$P_3 = 3,14 \cdot 0,016 \cdot 11 \cdot 0,3 \cdot 0,58 \cdot 0,7 = 0,067 H$$

Экспериментальными работами установлено, что значение τ уменьшается с увеличением длины заделки стержня. Для марки бетона В30 и В40 $\tau = 11 - 12 МПа$; для полимербетона на эпоксидной смоле $\tau = 20 - 24 МПа$. Установлено также, что прочность сцепления стержня периодического профиля диаметром 0,02-0,022 м при длине заделки 0,3-0,4 м в цементном бетоне и 0,2-0,25 м в полимербетоне соответствует его прочности на разрыв. Поэтому расчётную длину заделки принимают для цементного бетона 0,35-0,5 м, для полимербетона - 0,25 - 0,3 м (реже 0,4м).

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							20
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

На основании экспериментальных данных величину поправочного коэффициента k_3 рекомендуется принимать по табл. 2.9.

3. Определяется расчётная несущая способность замка P_{cd}, H , из условия его сдвига относительно стенок шпура:

$$P_{cd} = \pi \cdot d_{ш} \cdot \tau_2 \cdot l_3 \cdot k_3 \cdot m_2 \cdot H, \quad (2.18)$$

где $d_{ш}$ – диаметр шпура, м;

τ_2 – удельное сцепление бетона или полимербетона с породой, Па;

m_2 – коэффициент условий работы замка ($m_2 = 0,9$ при сухом шпуре, $m_2 = 0,75$ при влажном шпуре, $m_2 = 0,6$ при капее из шпура).

$$P_{cd} = 3,14 \cdot 0,043 \cdot 2 \cdot 0,3 \cdot 0,58 \cdot 0,75 = 0,039 H$$

При водоцементном отношении 0,5 и марке бетона $B50 = 1,0 \text{ МПа}$ с известняками, $\tau_2 = 1,1 \text{ МПа}$ с порфиритами, $\tau_2 = 1,4 \text{ МПа}$ с габбро-диоритами. Для полимербетона $\tau_2 = 3,0 \text{ МПа}$ с известняками и $\tau_2 = 2 - 2,5 \text{ МПа}$ со сланцами.

В качестве расчётной несущей способности анкера P_a принимается меньше из значений (P_3, P_c и P_{cd}).

Длину анкера определяют с учётом зон возможного обрушения или отслоения пород, зависящих от запаса прочности пород кровли и боков, формы выработки и расчётной схемы горного давления. Для рудников цветной металлургии длину анкера определяют по формуле

$$l_a = \frac{B}{\sqrt{f}} + K, \text{ м}, \quad (2.19)$$

где B – ширина выработки в черне, м;

K – коэффициент, принимаемый равным 0,4-0,5 при ширине выработки $B < 3,5 \text{ м}$;

f – коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову.

$$l_a = \frac{5,1}{\sqrt{9}} + 0,2 = 1,8 \text{ м}.$$

Длина анкера в кровле выработки принимается не менее 1,0 и не более 2,5 м (редко 3 м).

Плотность расстановки анкеров на 1 м^2 в кровле выработки

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		21

$$S_{кр} = q_{кр} \cdot n_n / P_a, м^2, \quad (2.20)$$

где n_n – коэффициент перегрузки, равный 1,2;

P_a – расчётная несущая способность анкера, Н;

$q_{кр}$ – нормативное давление со стороны кровли, зависящее от расчётной схемы горного давления и формы выработки, Па.

$$S_{кр} = 7650 \cdot \frac{1,2}{3900} = 2,04, м^2$$

Плотность расстановки анкеров в боку выработки

$$S_{б} = q_n \cdot n_n / P_a, м^2, \quad (2.21)$$

$$S_{б} = 2870 \cdot \frac{1,2}{3900} = 1,68 м^2$$

Для выработки прямоугольной формы

$$q_{кр} = b \cdot \gamma = \left(\frac{a}{f} \right) \cdot \gamma, Н \quad (2.22)$$

$$q_n = \left(\frac{a + h_1 \cdot ctg(45 + \frac{\varphi}{2})}{tg\varphi} + h_1 \right) \cdot \gamma \cdot \lambda_2 \quad (2.23)$$

$$\lambda = tg^2(45 - \varphi / 2) \quad (2.24)$$

$$\lambda = tg^2(45 - 87 / 2) = 0,02$$

где a – полупролёт выработки вчерне по кровле, м;

b – высота свода обрушения, м;

$tg\varphi$ – коэффициент внутреннего трения; φ - угол внутреннего трения пород, град.

$$q_{кр} = 2.55 / 9 \cdot 2,7 \cdot 10^4 = 7650 Н$$

$$q_n = \left(\frac{5.05 \cdot ctg(45 + \frac{87}{2})}{19} + 5.05 \right) \cdot 2,7 \cdot 10^4 \cdot 0,02 = 2870 Н$$

Расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		22

$$a_{кр} = \sqrt{I / S_{кр}}, м, \quad (2.25)$$

$$a_{кр} = \sqrt{I / 2.04} = 0,7 м.$$

Расстояние между анкерами в боку определяется по формуле

$$a_{б} = \sqrt{I / S_{б}}, м, \quad (2.26)$$

$$a_{б} = \sqrt{I / 1.68} = 0,7 м.$$

Число анкеров в кровле $n_{кр}$ и боках $n_{б}$ выработки определяется из выражения:

$$n_{кр} = q_n \cdot n_n \cdot B \cdot a_{кр} / P_a, шт \quad (2.27)$$

$$n_{кр} = 2870 \cdot 1,2 \cdot 5,1 \cdot \frac{0,7}{3900} = 5,68 \approx 6 шт.$$

$$n_{б} = q_n \cdot n_n \cdot h_l \cdot \frac{a_{б}}{P_a}, шт., \quad (2.28)$$

$$n_{б} = 7 \cdot 1,2 \cdot 5,05 \cdot \frac{0,7}{3900} = 5,5 \approx 6 шт.$$

Объём закрепляющего состава, $с^3$,

$$V = 0,825 \cdot (d_{ш}^2 - d_c^2) \cdot l_3, \quad (2.29)$$

$$V = 0,825 \cdot (0,047^2 - 0,016^2) \cdot 0,3 = 0,0005, м^3,$$

где $d_{ш}, d_c$ – соответственно, диаметр шпура и армирующего стержня, см;

l_3 – длина заделки анкера в бетон или полимербетон, см.

2.7 Расчёт параметров БВР

Выбор ВВ и ЭСИ:

способ заряжания - патронированное и рассыпное ВВ

Способ заряжания – с помощью пневмозарядчика.

Способ инициирования – электрический.

Таблица 2.10 – Характеристики наиболее распространённых ВВ, допущенных применению в шахтах и на рудниках, не опасных по газу и пыли

Наименование ВВ	Коэф. крепост и пород	Работоспособность ВВ, см ³	Плотность заряжания (Δ), г/см ³	Параметры патрона ВВ			
				Диаметр патрона, мм	Масса Патрона, г	Длина патрона, мм	Плотность ВВ в патронах, г/см ³
Аммонит	6-10	380	1,0	32-36	200-250	200-250	1,0-1,2

Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата	ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							23

№6ЖВ							
Аммонал	до 16	(420)	1,0	32	200	200	0,95-1,1
Аммонит скальный №1 порошкообразный	≥12	(460)	1,45	32 -36	200-250	200-250	0,95-1,1
ГранулитАС-8	8-14	410	1,1÷1,2				
Гранулит М	4-10	320	0,95				

По физическим характеристикам горных пород, выбираем взрывчатку Аммонит №6ЖВ и Гранулит АС-8 (россыпное ВВ).

Общее число шпуров

$$N = \frac{12,7 \cdot q_{\text{вв}} \cdot S}{d_n^2 \cdot K_3}, \text{шт.}, \quad (2.30)$$

где N – число шпуров в комплекте, шт;

$q_{\text{вв}}$ – удельный расход ВВ кг/м³;

S – сечение выработки в проходке, (S=39м²), м²;

K_3 – коэффициент заполнения шпуров ВВ (табл.2.5), доли ед;

Δ – плотность заряжания ВВ (табл.2.5), г/см³;

d_n – диаметр заряда (патрона) ВВ, см.

$$N = \frac{12,7 \cdot 0,71 \cdot 39}{1,15 \cdot 4,3^2 \cdot 0,3} = 55 \text{шт.}$$

Удельный расход ВВ:

$$q_{\text{вв}} = 0,1 \cdot 9 \cdot 1,1 \cdot 1,04 \cdot 0,74 \cdot 0,93 = 0,71 \text{кг} / \text{м}^3$$

где f – коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протоdjяконова;

f_0 – коэффициент структуры породы;

U – коэффициент зажима, учитывающий площади забоя выработки и число обнаженных плоскостей, доли ед.;

m – коэффициент, учитывающий диаметр коронки, доли ед.;

e – коэффициент работоспособности ВВ, равный отношению работоспособности 62% - гоаммонита ($P = 380 \text{ см}^3$) к работоспособности применяемого ВВ ($P_{\text{вв}}$).

$$U = \frac{6,5}{S_{\text{вч}}} \quad (2.31)$$

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							24
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

$$U = \frac{6,5}{\sqrt{39}} = 1,04$$

$$m = \frac{32}{d_k} \quad (2.32)$$

$$m = \frac{32}{43} = 0,74$$

$$e = \frac{P}{P_{\text{вв}}} \quad (2.33)$$

$$e = \frac{380}{410} = 0,93$$

где d_k – диаметр коронки, мм;

$P_{\text{вв}}$ – работоспособность применяемого ВВ, см^3 (табл. 2.10).

$$h_k = 47 d_3 \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma \cdot e \cdot U_{\text{отб}}}}, \text{ м}, \quad (2.34)$$

где d – диаметр заряда ВВ, м;

γ – плотность породы т/м^3 ;

$U_{\text{отб}}$ – коэффициент зажима для отбойных шпуров ($U_{\text{отб}} = 0,6$ – для малых сечений, $U_{\text{отб}} = 0,7 - 0,8$ – для средних сечений, $U_{\text{отб}} = 0,9$ – для больших сечений выработок).

$$h_k = 47 \cdot 0,043 \cdot \sqrt{\frac{1}{2,7 \cdot 0,93 \cdot 0,9}} = 1,34 \text{ м}$$

Число шпуров в прямом врубе

$$N_{\text{вп}} = \left(\frac{2h_k}{a} \right) + 2, \text{ шт} \quad (2.35)$$

где h_k – высота (длина) клинового вруба, м;

a – расстояние между парами сходящихся шпуров, м ($a = 0,5 - 0,7$).

$$N_{\text{вп}} = \left(2 \cdot \frac{1,34}{0,5} \right) + 2 = 7,36 \approx 8 \text{ шт.}$$

Расчёт количества оконтуривающих шпуров

Оконтуривающие шпуры располагают на расстоянии от контура выработки равно 250 мм.

Расстояние между оконтуривающими шпурами равно

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							25
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

$$a_n = (0,6 \div 0,7) \times h_k, \text{ мм} \quad (2.36)$$

$$a_n = 0,62 \cdot 1,34 = 0,83 \text{ мм}$$

$$W = 0,66 \text{ м} = 660 \text{ мм}$$

Расчёт оконтуривающих шпуров по почве:

$$n_{ок}^n = \frac{B_n}{a_{ок}} + 1, \text{ шт.}, \quad (2.37)$$

$$n_{ок}^n = \frac{7500}{760} + 1 = 1 \text{ шт}$$

Расстояние фактическое оконтуривающих шпуров по почве:

$$a_{ок}^{\phi} = \frac{B_n}{n_{ок}^n - 1}, \text{ мм.}, \quad (2.38)$$

$$a_{ок}^{\phi} = \frac{7500}{7 - 1} = 1250 \text{ мм.}$$

Расчёт оконтуривающих шпуров по кровле:

$$n_{ок}^{\kappa} = \frac{B_{\kappa}}{a_{ок}} + 1, \text{ шт.}, \quad (2.39)$$

$$n_{ок}^{\kappa} = \frac{7500}{723} + 1 \approx 10,37 = 1 \text{ шт.}$$

Расстояние между оконтуривающими шпурами по кровле:

$$a_{ок/\kappa p}^{\phi} = \frac{B_{\kappa}}{n_{ок}^{\kappa} - 1}, \text{ мм.}, \quad (2.40)$$

$$a_{ок/\kappa p}^{\phi} = \frac{7500}{8 - 1} = 1071 \text{ мм.}$$

Расчёт оконтуривающих шпуров по бортам выработки:

$$n_{ок}^{\delta} = \frac{a}{a_{ок}} + 1, \quad (2.41)$$

$$n_{ок}^{\delta} = \frac{5050}{723} + 1 \approx 7,98 = 8 \text{ шт.}$$

Расстояние фактическое оконтуривающих шпуров по бортам:

$$a_{ок/\delta}^{\phi} = \frac{h}{n_{ок}^{\delta} - 1}, \text{ мм.}, \quad (2.42)$$

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							26
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

$$a_{\text{ок/б}}^{\Phi} = \frac{5050}{7-1} \approx 841,6 = 842 \text{ мм.}$$

Таблица 2.11 – Величина ЛНС между рядами вспомогательных (отбойных) шпуров и смежными с ними рядами шпуров

Коэффициент крепости породы f	ЛНС в зависимости от работоспособности ВВ	
	$P = 320 - 395$	$P = 400 - 480$
6-8	0,66-0,70	0,72-0,80
9-10	0,60-0,64	0,66-0,70
11-13	0,52-0,60	0,60-0,64
14-18	0,45-0,50	0,52-0,60
19-20	0,42-0,45	0,45-0,56

Расстояние между оконтуривающими шпурами в кровле выработки принимают меньше, чем по почве, так как зарядам по кровле необходимо пойти по плите.

Уточнение параметров БВР

Величина заряда в отдельных шпурах уточняется с учетом их назначения и глубины, при этом изменяется общий расход ВВ на цикл.

Первоначально определяется общий расчётный расход ВВ ($Q_p, \text{кг}$) на цикл исходя из известного удельного расхода ВВ ($q_{\text{ев}}, \text{кг/м}^3$), затем рассчитывается средняя величина заряда в шпуре ($q_{\text{ср}}, \text{кг}$) с учетом числа заряжаемых шпуров в комплекте (N_z):

$$Q_p = q_{\text{ев}} \cdot S \cdot l_{\text{ш}} \quad (2.43)$$

$$Q_p = 0,78 \cdot 39 \cdot 2,8 = 85,176 \text{ кг}$$

$$q_{\text{ср}} = \frac{Q_p}{N_z} \quad (2.44)$$

$$q_{\text{ср}} = \frac{85,176}{55} = 1,55 \text{ кг}$$

Уточнение величины заряда ВВ в каждом шпуре. Для врубовых шпуров величину заряда принимают на 15-20 % больше средней величины заряда, для вспомогательных (отбойных) шпуров – на 15-20 % меньше, а для оконтуривающих – около средней величины заряда. При этом необходимо иметь в виду, что в каждом шпуре размещается целое число патронов ВВ (если

заряд формируется патронированным ВВ).

Уточнённый общий расход ВВ на цикл должен быть в пределах рассчитанного:

$$Q_{\phi} = q_{вр} \cdot N_{вр} + q_{отб} \cdot N_{отб} + q_{ок} \cdot N_{ок} \quad (2.45)$$

$$Q_{\phi} = 2 \cdot 8 + 1,5 \cdot 47 = 86,5 \text{ кг}$$

где $q_{вр}, q_{отб}, q_{ок}$ – величина заряда, соответственно, во врубовом, отбойном (вспомогательном) и оконтуривающем шпурах, кг.

Длина заряда в шпуре определяется по следующим формулам:

– во врубовом:

$$l_{вр} = l_n \cdot n_{вр} \quad (2.46)$$

$$l_{вр} = 250 \cdot 8 = 2000 \text{ мм}$$

– в отбойном:

$$l_{отб} = l_n \cdot n_{отб} \quad (2.47)$$

$$l_{отб} = 250 \cdot 4 = 1000 \text{ мм}$$

– в оконтуривающем:

$$l_{ок} = l_n \cdot n_{ок} \quad (2.48)$$

$$l_{ок} = 250 \cdot 4 = 1000 \text{ мм}$$

где l_n – длина вспомогательного патрона ВВ, мм;

$n_{вр}, n_{отб}, n_{ок}$ – число патронов ВВ, соответственно, во врубовом, вспомогательном и оконтуривающем шпурах, шт.

Очередность взрывания. При любом способе взрывания в первую очередь взрывают врубовые шпуры, затем (отбойные) вспомогательные и, наконец, оконтуривающие, при этом шпуры по почве взрывают последними. При электроогневом способе очередность взрывания производят в порядке нумерации шпуров. При электрическом – порядок взрывания общий, но очередность взрывания шпуров регулируется замедлением принятых ЭД. Выполненные расчёты сводят в форму 1, являющуюся частью паспорта БВР (табл. 2.12).

Таблица 2.12 – Расчёт параметров взрывных шпуров

Номера шпуров			Наименование шпуров		Длина шпура,	Угол наклона	Величина заряда в	Длина заряда,	Очередность взрывания	
						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ				Лист
										28
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата					

		м	шпура, град	шпуре, кг	м	
1 - 8	Врубовые	3	90	1	01,2	I
	Отбойные	2,7	90	0,8	0,1	II
	Оконтуривающие	2,7	85	0,8	0,1	III

Расчет комплексной нормы (времени) выработки, длины уходки и длины шпуров

Комплексная норма времени (Нк) необходима для расчета потребности в трудозатратах при проектировании организации работ в забое, расчета длины уходки, а также расчета оплаты труда проходчиков. Расчет комплексной нормы времени (Нк) производится в следующем порядке:

1. По технологическим требованиям и горно-геологическим условиям проектируется поперечное сечение выработки в свету и вчерне, вид и конструкция крепи, способ и схема проведения, необходимое проходческое оборудование и комплекс БВР. Подсчитываются объемы работ по каждому процессу на проведение 1 м выработки.

2. По «Единым нормам времени и выработки ...» [2] в соответствии с проектными решениями по каждому процессу выбираются табличные по-процессные нормы времени (Нт) и поправочные коэффициенты к ним. Необходимая "установленная" по-процессная норма (Ну) вычисляется с учетом соответствующих поправочных коэффициентов.

3. Расчет комплексной нормы времени (Нк) выполняют в форме таблицы (табл. 4.7). При этом при определении трудозатрат по процессу следует учитывать количество проходчиков, если норма времени дается в человеко-часах - т.е. разделить (Т) на количество рабочих (n). Если норма приводится в машино-часах или на звено рабочих, то (Т) по процессу необходимо разделить на количество машин (n) или количество звеньев рабочих (n), занятых на данном процессе.

Число рабочих в звене (смене) принимается исходя из необходимой скорости проходки и из возможности размещения их в выработке. При несамоходной технике и скорости проходки до 150 м/мес. численность звена составляет из расчета 2.5-3.0 м² площади забоя на человека, а при более

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ	Лист 29
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

высоких скоростях – 1.5-2.0 м²/чел. При самоходной технике численность звена составляет из расчета 6-20 м²/чел.

Глубина шпуров определяется, исходя из трудоемкости горнопроходческого цикла, из следующих положений.

Продолжительность цикла складывается из времени выполнения отдельных процессов и операций: разметки шпуров, подготовительных и заключительных работ при бурении шпуров; непосредственно бурения шпуров; заряжания и взрывания зарядов; проветривания; подготовительно-заключительных работ при погрузке породы; погрузки породы; возведения постоянной крепи и временной крепи, настилки рельсового пути, монтажа трубопроводов и других вспомогательных работ. Глубину шпуров определяют через комплексную норму времени. Для составления комплексной нормы времени (Нк) вычисляют объемы работ для каждого процесса на один метр подвигания забоя.

При этом определяется возможность совмещения отдельных процессов во времени (например, установка штанговой крепи и бурения шпуров, возведение постоянной бетонной крепи с бурением шпуров и т. д.), а также возможность осуществления отдельных процессов во время между сменного перерыва (например, заряжание, взрывание и проветривание можно производить в перерыв между сменами).

Тем самым увеличивается время на буровые работы и отгрузку отбитой породы, а, следовательно, увеличивается и длина уходки за смену.

Расчет комплексной нормы времени

Возможное подвигание забоя за цикл, (ℓ_ц, м) с учетом совмещения процессов, рассчитывают по формуле:

$$\ell_{ц} = (T_{ц} - T_{п-з}) / Нк \quad (2.49)$$

где Т_ц - принятая продолжительность цикла, час; Т_{п-з} - продолжительность подготовительно-заключительных работ (не входящих в нормы времени на отдельные процессы) в цикле, час.

Требуемую глубину шпуров вычисляют с учетом КИШ (η, доли ед.):

$$\ell_{шп} = \ell_{ц} / \eta \quad (2.50)$$

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							30
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

Длина врубовых и оконтуривающих шпуров определяется с учетом угла их наклона (рис. 4.1).

По параметрам табл. 4.7 рассмотреть возможные схемы организации работ по проходке выработки. По каждой схеме рассчитать длину уходки. Принять рациональную схему проходки.

После определения длины уходки и средней длины шпуров вычерчивают схему расположения шпуров в трех проекциях. При этом следует учитывать, что длина врубовых шпуров принимается на 10-15 см больше длины уходки, а отбойных и оконтуривающих на 5-10 см (рис. 6.1).

Расчёт основных показателей БВР

К основным показателям БВР относят: объём горной массы, оторванной за взрыв; общий и удельный расход шпурометров, взрывчатых материалов, а также скорость и продолжительность сооружения выработки. Все расчётные данные вносятся в форму 2, прилагаемую к паспорту БВР.

Объём горной массы, оторванной за взрыв

$$V_{\text{ц}} = S \cdot l_{\text{ц}}, \text{ м}^3, \quad (2.51)$$

$$V_{\text{ц}} = 39 \cdot 2,7 = 105,3 \text{ м}^3$$

Расход шпурометров на цикл

$$L_{\text{ц}} = l_{\text{вр}} \cdot N_{\text{вр}} + l_{\text{отб}} \cdot N_{\text{отб}} + l_{\text{ок}} \cdot N_{\text{ок}}, \text{ м}, \quad (2.52)$$

$$L_{\text{ц}} = 3 \cdot 8 + 2,7 \cdot 47 = 150,9 \text{ м}.$$

Расход шпурометров на 1 м выработки

$$L_{1\text{м}} = \frac{L_{\text{ц}}}{l_{\text{ц}}}, \text{ м}, \quad (2.53)$$

$$L_{1\text{м}} = \frac{150,9}{2,7} = 55,9 \text{ м}.$$

Расход шпурометров на 1 м³ выработки:

$$L_{1\text{м}^3} = \frac{L_{\text{ц}}}{V_{\text{ц}}}, \text{ м}, \quad (2.54)$$

где $l_{\text{вр}}, l_{\text{отб}}, l_{\text{ок}}$ – глубина, соответственно, врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров в комплекте, м.

$$L_{1м^3} = \frac{150,9}{105,3} = 1,43 м.$$

Расход ВВ на цикл Q_{ϕ} определяется по формуле (2.45).

Расход ВВ на 1 м выработки

$$Q_{1м} = \frac{Q_{\phi}}{l_{\psi}}, кг, \quad (2.55)$$

$$Q_{1м} = \frac{86,5}{2,7} = 32,04 кг.$$

Расход ВВ на 1 м³ выработки

$$q_{\phi} = \frac{Q_{\phi}}{V_{\psi}}, кг, \quad (2.56)$$

$$q_{\phi} = \frac{86,5}{105,3} = 0,82 кг.$$

Расход средств инициирования (СИ) определяется на цикл, на 1 м проходки выработки, на 1 м³ проходки выработки.

При этом расход КД и ЭД за цикл соответственно равен числу взрывааемых зарядов. Расход ДШ за цикл нетрудно определить, зная длину зажигательной трубки, а также конструкцию заряда ВВ в шпуре и схему монтажа зажигательного патрона.

Расход электрических проводов при электрическом способе взрывания равен длине магистрального провода, повреждаемого разлетающимися кусками породы при взрыве (до 25-35).

Фактическая месячная скорость проходки выработки, м/мес.,

$$E_{\phi} = l_{\psi} \cdot n_{pд} \cdot n_{см} \cdot n_{\psi}, \quad (2.57)$$

$$E_{\phi} = 2,7 \cdot 29 \cdot 1 \cdot 1 = 78,3 м,$$

где $n_{pд}, n_{см}, n_{\psi}$ – соответственно, число рабочих дней в месяце, число проходческих смен в сутки и число циклов в смену, шт.

Продолжительность сооружения выработки, мес.,

$$T = \frac{L}{E_{\phi}}, мес., \quad (2.58)$$

$$T = \frac{320}{78,3} = 4,9 мес,$$

где L – длина горной выработки, м.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							32
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

3 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

Анкерная крепь представляет собой металлические стержни, закрепляемые различными способами в толще пород.

Крепь применяется в горнорудных отраслях промышленности для крепления горизонтальных и наклонных выработок и подземных сооружений различного срока службы и назначения, проводимых механизированным и буровзрывным способами по углю и породам.

Крепь предназначена для упрочнения массива горных пород и повышения устойчивости путём скрепления различных по прочности породных слоев. Применение анкерной крепи, возможно, как в крепких скальных породах, так и нарушенных полускальных при достаточно ровном контуре выработки.

Анкерное крепление применяется как в качестве самостоятельной крепи, так и в сочетании с другими видами крепей для крепления горных выработок, при строительстве транспортных тоннелей и метрополитенов.

Преимущества применения анкерной крепи:

Анкерное крепление в сравнении с другими конструкциями аналогичного предназначения имеет несколько преимуществ:

1. Отсутствие фрикционного искрения и поражения электричеством через металлические элементы, что обеспечивает высокий уровень безопасности при установке. В результате внедрения анкерных систем значительно сокращается количество аварий в ходе проведения сложных горных работ.
2. Применение анкеров позволяет в разы сократить трудоемкость работ, поскольку существенно уменьшается расход других крепежных материалов.
3. За счет высокой прочности горная крепь может эксплуатироваться в обводненных шпурах, а также при низкой температуре земельного грунта.
4. После установки несущая способность металлических стержней составляет 90Н и со временем поднимается до уровня 200-250 кН. Данная

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ			
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата				
Разраб.		Костылев С.С.				«Строительство ремонтной базы СДО в условиях шахты «Известняков» рудника «Кайерканский» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» со специальной частью «Совершенствование технологии крепления»	Стадия	Лист	Листов
Провер.		Курчин Г.С.						33	91
							Кафедра ШПС ИГДГГ СФУ		
Н. Контр.		Зайцева Е.В.							
Утверд.		Вохмин С.А.							

характеристика существенно увеличивает общий показатель надежности.

5. Использование металлических анкеров помогает увеличить скорость проходки горных выработок и создает оптимальные условия для быстрой подготовки лав.

6. Крепежи не подвергаются коррозии при любых условиях эксплуатации за счет особенностей материала, что позволяет использовать на протяжении длительного времени без риска разрушения.

В настоящее время разработано большое количество вариантов анкеров. Ниже рассмотрены наиболее перспективные:

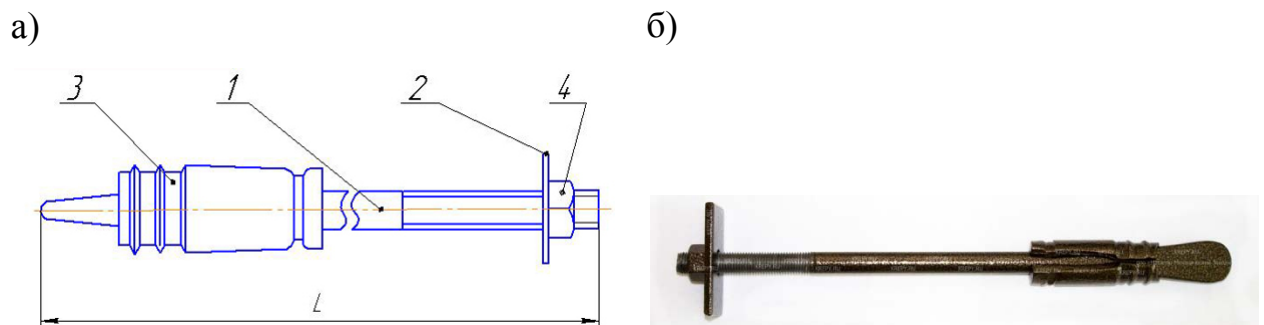


Рисунок 3.1 – Крепь анкерная ШК-1М: а – конструкция крепи; б – внешний вид крепи; 1 - стержень из круга диаметром 20 мм; 2 - шайба из листа 8×65×100; 3 - полувтулка из листа 8мм; 4 - гайка М20

Крепь анкерная ШК-1М состоит из системы армирующих элементов, закрепленных в скважинах, пробуренных по контуру выработки, которые в сочетании с поддерживающими и ограждающими элементами (или без них) предназначены для предотвращения обрушения ослабляемых пород за счет их скрепления и подвески к устойчивой части породного массива. Конструкция и внешний вид крепи ШК-1М приведена на рис. 3.1.

Крепь анкерная, установленная с предварительным натяжением, повышает сопротивление сдвигу слоев пород относительно друг друга и создает грузонесущую конструкцию в виде породной армированной балки или арки, защемленной между двумя опорами.

Крепь анкерная ШК-1М предназначена для крепления кровли выработок с прочностью углей и пород на сжатие соответственно не менее 6 и 20 МПа. Выработки, закрепленные крепью, служат для транспортирования горной массы, доставки оборудования и материалов, передвижения людей (рисунок 3.2).

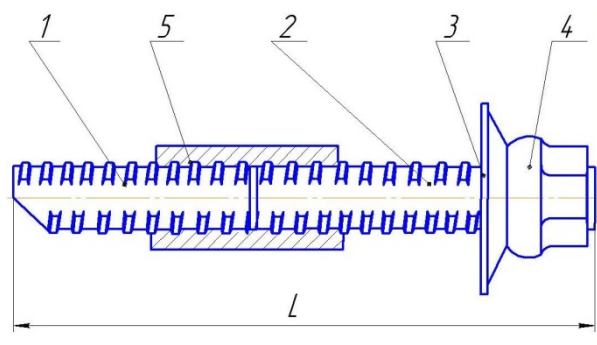


Рисунок 3.2 – Крепь анкерная АК20А составная: 1- Стержень арматурный L1; 2- Стержень арматурный L2; 3- Шайба опорная сферическая; 4- Гайка винтовая сферическая; 5- Втулка соединяющая.

Стержень составной анкерной крепи АК20А выполнен составным из двух и более жестких элементов проката, скрепляемых между собой соединительными муфтами.

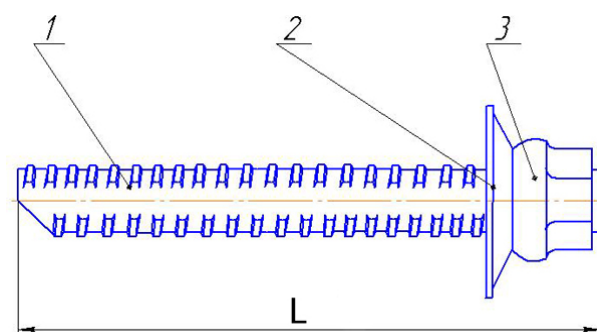


Рисунок 3.3 – Крепь анкерная АК20А:
1-Стержень арматурный ; 2- Шайба опорная ; 3- Гайка сферическая.

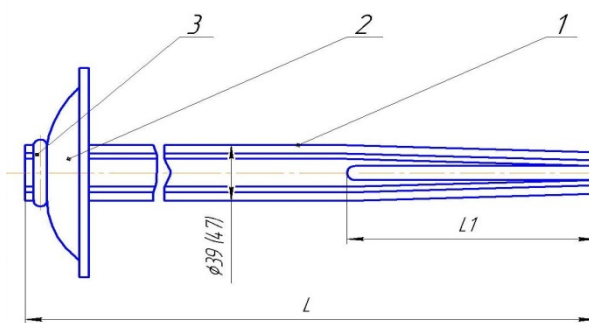


Рисунок 3.4 – Анкер АТФ:
1-Трубчатый стержень; 2-Шайба опорная; 3- Кольцо.

Преимущество анкеров АТФ 39 (АТФ 47):

- уникальная форма, которая обеспечивает более тесный контакт поверхности анкера и шпура, что в свою очередь обеспечивает более высокие показатели прочности на вытягивание, чем у традиционных круглых фрикционных анкеров;

- обеспечивают несущую способность сразу после установки;

- время установки около минуты; - нет необходимости применять закрепляющие составы.

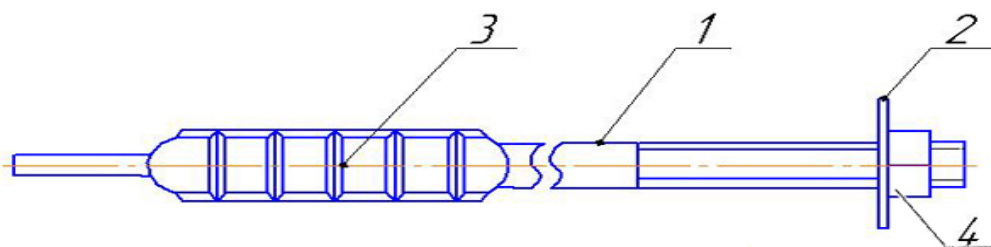


Рисунок 3.5 – Анкер АК8-У:

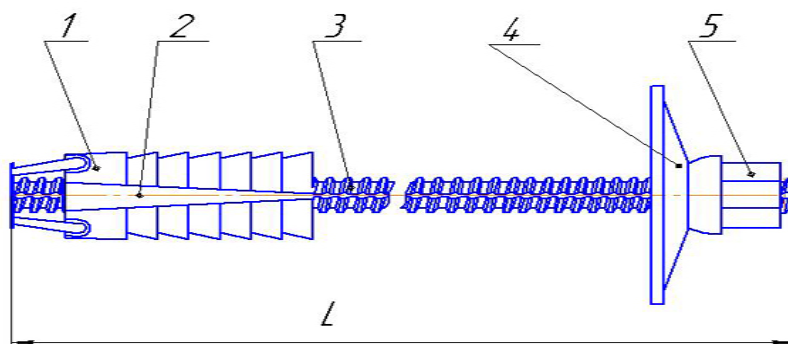
1-Стержень из круга диаметром 20мм;2-Шайба из листа 8х60х100;3-Полувтулка из листа 8мм;4-Гайка М20.

Крепё анкерная АК-8У состоит из системы армирующих элементов, закрепленных в скважинах, пробуренных по контуру выработки, которые в сочетании с поддерживающими и ограждающими элементами (или без них) предназначены для предотвращения обрушения ослабляемых пород за счет их скрепления и подвески к устойчивой части породного массива.



Рисунок 3.6 – Анкер АК8-У:Внешний вид.

Крепё анкерная, установленная с предварительным натяжением, повышает сопротивление сдвигу слоев пород относительно друг друга и создает грузонесущую конструкцию в виде породной армированной балки или арки, заземленной между двумя опорами. Крепё анкерная ШК-1М и АК-8У, АК-8В предназначена для крепления кровли выработок с прочностью углей и пород на сжатие соответственно не менее 6 и 20 МПа. Выработки, закрепленные крепёю , служат для транспортирования горной массы, доставки оборудования и материалов, передвижения людей.



Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата

ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ

Лист

36

Рисунок 3.7 – Анкер КРА16:

1- Щетки клина распорного замка; 2-Клин с винтовой резьбой; 3-Стержень анкера; 4-Шайба анкерная выпуклая; 5-Гайка специальная сферическая.

Клинораспорный анкер многоразового использования типа КРА 16 предназначен для крепления кровли и боков основных и подготовительных выработок. А также для анкерования лебедок и вспомогательных выработок.

Основные преимущества:

- не требуется применения полимерных ампул и анкероустановщика;
- высокая несущая способность анкера; - высокая скорость и лёгкость установки; - сразу после установки несёт полную нагрузку;
- возможность механизировать процесс установки анкером;
- возможность расклинивания замка анкера на любом расстоянии;
- возможность многоразового использования стержня анкера;
- возможность использования в комбинации с полимерными смолами или цементно-песчаной смесью для обеспечения быстрого предварительного натяжения;
- относительно небольшой вес крепи.

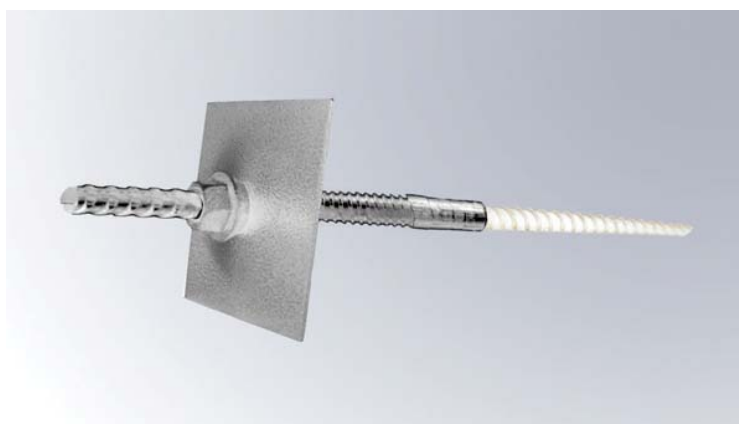


Рисунок 3.8 – Крепь анкерная стеклопластиковая КСА-М (винтовая резьба)

КСА-М предназначена для крепления боков подготовительных выработок при химическом способе закрепления в шпуре стержня анкера и применяется на угольных шахтах и горнорудных предприятиях для крепления горизонтальных и наклонных (до 35°), подготовительных (капитальных, очистных) горных выработок. Применение КСА-М позволяет повысить скорость и безопасность добычи полезных ископаемых.

КСА-М изготавливают из стеклопластикового стержня мерной длины, $d =$

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							37
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

21 - 22 мм, металлической муфты и наконечника из винтовой арматуры тип АВ, гайки и шайбы.

Преимущества:

Унифицированная с металлической анкерной крепью гайка (винтовая резьба)

Прочность композитного стержня крепи на растяжение выше, чем стального аналога в 3 раза

Малый вес крепи, легче стальной в 4 раза; облегчает транспортировку и установку крепи

Элементы крепи легко разрушаются исполнительным органом комбайна без повреждений механизмов и конвейеров

Высокая коррозионная и химическая стойкость крепи позволяет ее длительно использовать в условиях агрессивных сред

Снижение трудозатрат на крепление горных выработок, высокая степень механизации, безопасность выполнения работ достигается за счет использования новых конструкций крепей и технологии их установки. Фиксация анкера в шпуре обеспечивается за счет упругих свойств металла.

Работая на растяжение, анкеры удерживают закрепляемые породы от расслоения, сдвижения и обрушения. Соблюдение соотношения диаметров шпура и анкера обеспечивается максимальная несущая способность, которая создается сразу после установки анкера в шпур и составляет 70 кН (7 т).

Опорная плита, установленная на хвостовой части, удерживает породы в области «пирамиды вывала» между анкерами.

– это инновационное решение задачи крепления горных выработок

анкера – цилиндрического металлического стержня из специального профиля;

цилиндрической втулки – кольца цилиндрической формы;

опорной плиты – пластины объемной формы.

Таблица 3.1 –

Диаметр буровой коронки,мм	Типоразмер СЗА	Внешний диаметр полого стержня,мм	Длина анкера,мм	Размер опорной плиты,мм	Толщина опорной плиты,мм
30	СЗА-33	33	1500-3000	150x150	3÷6

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							38
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

35	СЗА-39	39		200х200 250х250	
38	СЗА-42	42			
41	СЗА-44	44			
43	СЗА-46	46			
45	СЗА-48	48			
47	СЗА-50	50			

Соблюдение правильного соотношения диаметров шпура и анкера обеспечивает максимальную несущую способность, которая создается сразу после установки анкера в шпур и составляет 70 кН (7 т).

КОНКУРЕНТНЫЕ ПРЕИМУЩЕСТВА САМОЗАКРЕПЛЯЮЩЕЙСЯ АНКЕРНОЙ КРЕПИ:

- Не требует использования закрепляющих составов на основе цемента или полимеров, что сокращает затраты, связанные с установкой и позволяет применять анкеры в условиях вечной мерзлоты;
- Повышение безопасности работ в связи с отсутствием рабочих во время установки анкеров под незакрепленным массивом;
- Сокращение трудозатрат - требуется 1 оператор буровой установки и 2 помощника;
- Конструкция крепи имеет достаточную податливость, что позволяет применять ее
 - на удароопасных месторождениях
 - и при креплении неустойчивых пород в составе усиленных комбинированных крепей
- Современное антикоррозийное покрытие анкеров, выполненное в соответствии с требованиями нормативных документов, позволяет использовать их в условиях агрессивных шахтных сред, увеличивая срок службы и надежность анкерной крепи.
- Анкеры вступают в работу сразу после их установки, что позволяет производить буровзрывные работы в забое при минимальном отставании
- Возможность применения имеющегося бурового оборудования, как самоходного, так и переносного
- Высокая несущая способность анкера и наличие опорной плиты позволяют увеличить расстояние между штангами, тем самым сокращаются

объемы работ по бурению шпуров под анкеры

- Современный способ антикоррозийной защиты элементов крепи позволяет применять ее в любых условиях агрессивного воздействия шахтной среды
- Интенсификация строительства горных выработок за счет значительного сокращения времени на крепление.

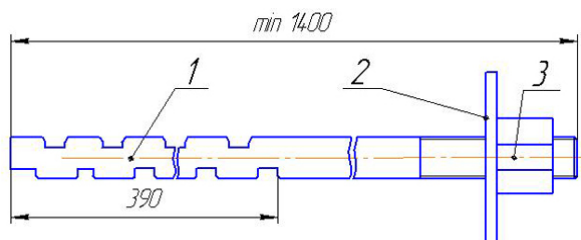


Рисунок 3.9 – Крепь анкерная АКС:

1- Стержень из круга диаметром 20мм; 2-Шайба опорная из листа 5х100х100; 3. Гайка М20 .

Область применения: предназначена для крепления горных выработок. Сущность анкерной крепи АКС следующая. Анкерная крепь состоит из системы стержней (деревянных, металлических, железобетонных, пластмассовых и др.), закрепляемых в пробуренных по контуру выработки скважинах и предназначенных для увеличения несущей способности горных пород за счет скрепления и удерживания ее отдельных слоев или блоков в зависимости от структурного строения пород, вмещающих выработку.

Все анкера, по принципу закрепления в скважине, могут быть разделены на две группы: замковые , т. е. закрепляемые в скважине специальным устройством (замком) и беззамковые, закрепление которых происходит за счет контакта с породными стенками скважины по всей длине ее рабочей части .

Анкер состоит из стержня, замка и натяжного устройства. Замок анкера служит для закрепления стержня в породе, а натяжное устройство - для создания в теле анкера предварительного натяжения с целью уменьшения развития деформаций горных пород.

Чаще всего закрепление анкера производится с помощью химической смолы. Анкеры стержневого типа закрепляют в шпурах с помощью механических замков и затвердевающих и расширяющихся растворов.

Во всех замковых анкерных крепях присутствуют, как правило,

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							40
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

следующие элементы: замок , соединенный с несущим стержнем , на другом конце которого (выходящего в полость выработки) устанавливается опорная плита с натяжной гайкой. В подавляющем большинстве эта группа анкеров различается только конструкцией замков. Анкер с клинощелевым замком закрепляется в шпуре с помощью клина, входящего в щель между двумя сегментами замка при нанесении ударов по концу несущего стержня, выступающего внутрь выработки. Клин перемещаясь в щели, распирает сегменты замка, которые внедряются в породные стенки шпура.

Следует отметить, что сам процесс установки клинощелевого анкера не может быть признан эффективным по следующим причинам: во-первых, величина внедрения в породу сегментов замка зависит от силы наносимых ударов по концу несущего стержня, причем энергия ударов за счет изгиба стержня значительно снижается при подходе у замку анкера, а сами удары наносятся, как правило, вручную без какой либо механизации этого процесса; во-вторых при установке анкера может нарушиться вся его конструкция, начиная от смятия резьбы на конце несущего стержня и до разрушения узла крепления несущего стержня к клинощелевому замку.

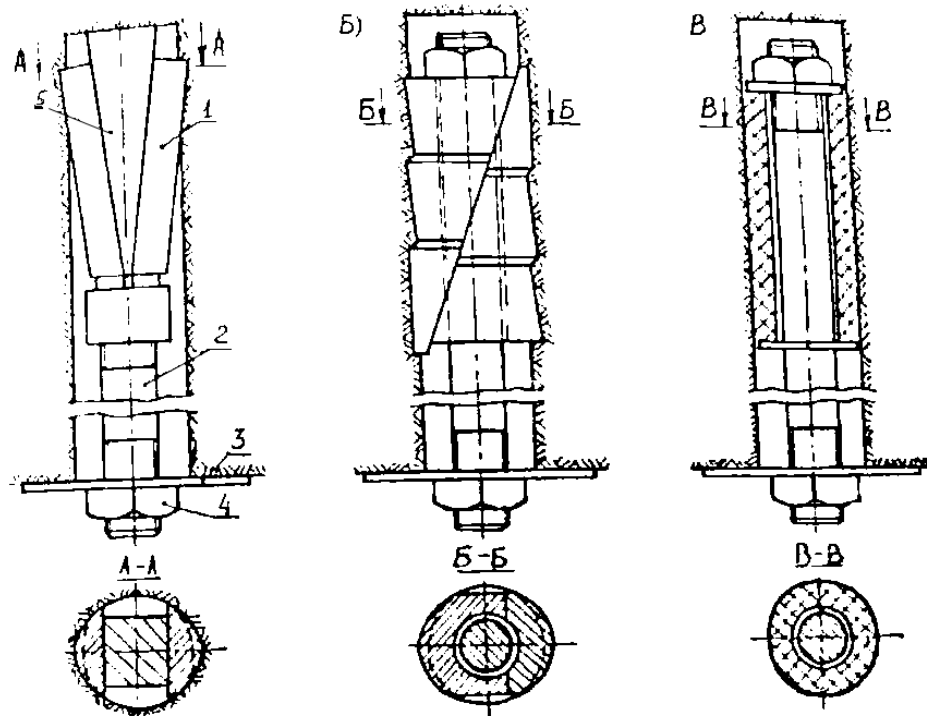


Рисунок 3.10 – Конструкции замковых анкеров:
 а) клинощелевой; б) с металлическим замком; в) с эластичным распорным замком

Анкер с металлическим распорным замком (см. рисунок 3.10, б). Замок анкера распирается в породных стенках шпура при смещении клиновидных гильз друг относительно друга.

При этом для осуществления начального распора в некоторых конструкциях анкеров используется установочная труба, которая не дает правой гильзе проскальзывать вниз при смещении левой гильзы распорного замка. Такая конструкция замка обеспечивает достаточно большую площадь контакта распорных гильз с породными стенками шпура, что обеспечивает большую прочность закрепления анкера. Так, в породах средней крепости и крепко-несущая способность анкера может достигать 100... 120 кН и более и часто определяется не прочностью закрепления замка, а прочностью на разрыв несущего стержня. Распорный анкер можно устанавливать в любом месте и длине шпура, главное, чтобы длина шпура была не меньше расчетной для того, чтобы конец несущего стержня выступал в выработку только на длину необходимую для установки опорной плиты и осуществления начального натяжения с помощью гайки. При приложении осевых усилий к несущему стержню распорный анкер как бы самозаклинивается: левая гильза, смещается относительно правой, создает все большие усилия распора, за счет чего гильзы внедряются в породные стенки шпура на большую величину и прочность закрепления замка анкера возрастает. За счет большой площади контакта замка анкера с породными стенками шпура он имеет достаточно высокую несущую способность даже в слабых породах.

Анкер с распорной эластичной втулкой (см. рисунок 3.10, в) принципиально отличается конструкцией своего замка от анкера с распорным металлическим замком. Закрепление анкера в шпуре осуществляется за счет сжатия эластичной втулки в осевом направлении и ее расширения по закону Пуассона в радиальном направлении. При этом наружная поверхность втулки входит в контакт с породными стенками шпура, на контакте развиваются радиальные напряжения, которые обеспечивают появление касательных напряжений трения при осевом смещении замка. Конструкция замка довольно просто, а сжатие эластичной втулки достигается вращением несущего стержня

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							42
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

с помощью, например, двух гаек, навинченных на конец несущего стержня, выступающего в выработку. Гайка, расположенная на несущем стержне у забоя шпура стопорится за счет специального паза, либо за счет того, что коэффициент трения стали по резине (из которой чаще всего изготавливаются эластичные втулки) гораздо выше, чем коэффициент трения стали по стали с особенностями резьбового соединения.

АНКЕРНАЯ ПОЛИМЕРНАЯ КОМПОЗИЦИОННАЯ КРЕПЬ

Описана конструкция, приведена техническая характеристика и отмечены преимущества анкерной полимерной композиционной крепи. Освещены методика и результаты шахтных исследований несущей способности анкеров АПК.

Анкер АПК, предназначенный для крепления кровли и боков горных выработок, состоит из полимерной композиционной трубки диаметром 19-20 мм, цилиндрической армополимерной муфты с внешней резьбой, армополимерной гайки и опорной плитки из полимера (рис. 1).

Анкерная крепь АПК по сравнению с известными конструкциями аналогичного назначения, например, сталеполимерной АСП1, обладает рядом преимуществ:

- неподверженностью коррозии;
- податливостью до 50 мм без установки дополнительных демпфирующих элементов;
- лёгкостью (масса 1 м трубчатого полимерного композиционного стержня составляет 420 ± 20 г, тогда как масса анкерного стержня, изготовленного из арматурной стали периодического профиля номинальным диаметром 22 мм, – 2980 ± 90 г; масса комплекта анкерной крепи АПК при длине трубчатого стержня 1,8 м составляет 1,1 кг, а комплекта анкерной крепи АСП со стержнем такой же длины и опорной плиткой размером 150x150x8 мм – 7,0 кг);
- технологичностью установки (установка анкерной крепи АСП1 менее технологична ввиду её значительно большего веса и необходимости в дополнительных элементах – податливом и центрирующем);
- возможностью установки с отклонением от нормали к плоскости кровли или бока выработки на угол до 35° (данный показатель для АСП1 составляет

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							43
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

18°);

- искробезопасностью при установке (отсутствует фрикционное искрение);
- применяемостью в качестве опережающей крепи в очистных и подготовительных забоях (элементы анкерной полимерной крепи АПК легко срезаются исполнительными органами комбайнов, а разрушенные фрагменты не препятствуют работе конвейеров и другого оборудования);
- сниженной травмоопасностью (исключается поражение электрическим током через элементы анкерной крепи; минимизирован риск получения травм при неосторожном выполнении работ);
- низкой стоимостью.

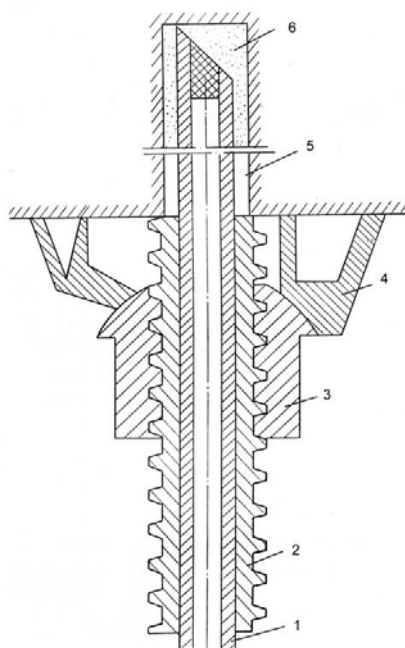


Рисунок. 3.11 – Анкер полимерный композиционный АПК:

- 1 – композиционная трубка внутренним диаметром 10 мм, наружным – 20 мм; 2 – армополимерная муфта длиной 150 мм с наружной трапециидальной резьбой внешним диаметром 45 мм, внутренним – 32 мм, с шагом– 12 мм; 3 – армополимерная полусферическая гайка высотой 60 мм; 4 – полимерная опорная плитка высотой 45 мм, с диаметром основания 125 мм; 5 – шпур диаметром 28-32 мм; 6 – полимерный состав для закрепления анкера в шпуре

3.1 Расчёт анкерной крепи АКС

Тип анкерной крепи выбирают в зависимости от коэффициента крепости пород (табл. 3.2)

Определяется расчётная несущая способность стержня анкера P_c, H , из условия его прочности на разрыв:

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							44
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

$$P_c = F \cdot R_p \cdot m, H, \quad (3.59)$$

где F – площадь поперечного сечения стержня, м^2 , (рекомендованный диаметр стержня для анкерной крепи АКС $d_c = 0,2 \text{ м}$);

R_p – расчётной сопротивление материала стержня растяжению

($R_p = 210 \text{ МПа}$ для горячекатанной круглой гладкой стали класса А-I; $R_p = 270 \text{ МПа}$ для стали периодического профиля класса А-II; $R_p = 360 \text{ МПа}$ для стали периодического профиля класса А-III);

m – коэффициент условий работы стержня анкера, который в обычных условиях работы можно принять равным 0,9-1.

$$P_c = \pi \cdot r^2 \cdot R_p \cdot m = 3,14 \cdot 0,01^2 \cdot 210 \cdot 10^6 \cdot 0,9 = 59346 \text{ Н}$$

2. Устанавливается расчётная несущая способность стержня анкера $P_3, \text{Н}$, из условия прочности его закрепления в бетоне (или полимербетоне):

$$P_3 = \pi \cdot d_{\text{ш}} \cdot \tau \cdot l_3 \cdot m_2 \cdot k_3 = 3,14 \cdot 0,051 \cdot 1 \cdot 10^6 \cdot 0,4 \cdot 0,75 \cdot 0,55 = 26436,5 \text{ Н} \quad (3.60)$$

где d_c – диаметр арматурного стержня, м;

τ – удельное сцепление стержня с бетоном, Па;

l_3 – расчётная длина заделки, м;

k_3 – поправочный коэффициент на длину заделки;

m_1 – коэффициент условий работы замка, значение которого принимают при сухой скважине 0,8, при влажной - 0,7-0,6.

Экспериментальными работами установлено, что значение τ уменьшается с увеличением длины заделки стержня. Для марки бетона В30 и В40 $\tau = 11 - 12 \text{ МПа}$; для полимербетона на эпоксидной смоле $\tau = 20 - 24 \text{ МПа}$. Установлено также, что прочность сцепления стержня периодического профиля диаметром 0,02-0,022 м при длине заделки 0,3-0,4 м в цементном бетоне и 0,2-0,25 м в полимербетоне соответствует его прочности на разрыв. Поэтому расчётную длину заделки принимают для цементного бетона 0,35-0,5 м, для полимербетона - 0,25 - 0,3 м (реже 0,4м).

На основании экспериментальных данных величину поправочного коэффициента k_3 рекомендуется принимать по табл. 2.4.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							45
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

Таблица 3.2 – Выбор крепи по показателю устойчивости пород для рудника

Условия работы	Значения (k_3) от длины заделки (l_3), м				
	0,1	0,2	0,25	0,3	0,4
При цементном бетоне	1	0,65	0,62	0,58	0,55
При полимеробетоне	1	0,75	0,72	0,68	0,65

3. Определяется расчётная несущая способность замка $P_{сд}, H$, из условия его сдвига относительно стенок шпура:

$$P_{сд} = \pi \cdot d_{ш} \cdot \tau_2 \cdot l_3 \cdot k_3 \cdot m_2, H, \quad (3.61)$$

где $d_{ш}$ – диаметр шпура, м;

τ_2 – удельное сцепление бетона или полимербетона с породой, Па;

m_2 – коэффициент условий работы замка ($m_2 = 0,9$ при сухом шпуре, $m_2 = 0,75$ при влажном шпуре, $m_2 = 0,6$ при капеже из шпура).

$$P_{сд} = 3,14 \cdot 0,27 \cdot 2 \cdot 0,3 \cdot 0,58 \cdot 0,75 = 0,221 H$$

При водоцементном отношении 0,5 и марке бетона $B50 = 1,0 МПа$ с известняками, $\tau_2 = 1,1 МПа$ с порфиритами, $\tau_2 = 1,4 МПа$ с габбро-диоритами. Для полимербетона $\tau_2 = 3,0 МПа$ с известняками и $\tau_2 = 2 - 2,5 МПа$ со сланцами.

При расчете анкерной крепи несущая способность анкера выбирается наименьшей из рассчитанных значений $P_a = P_3 = 26436,5 Н$

Длину анкера определяют с учётом зон возможного обрушения или отслоения пород, зависящих от запаса прочности пород кровли и боков, формы выработки и расчётной схемы горного давления. Для рудников цветной металлургии длину анкера определяют по формуле

$$l_a = \frac{B}{\sqrt{f}} + K, м, \quad (3.62)$$

где B – ширина выработки в черне, м;

K – коэффициент, принимаемый равным 0,15-0,2 при ширине выработки $B > 3,5 м$;

f – коэффициент крепости пород по М.М. Протоdjяконову.

$$l_a = \frac{7,6}{\sqrt{7}} + 0,15 = 3 м.$$

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							46
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

Длина анкера в кровле выработки принимается не менее 1,0 и не более 2,5 м (редко 3 м).

Плотность расстановки анкеров на 1 м^2 в кровле выработки

$$S_{кр} = q_{кр} \cdot n_n / P_a, \text{м}^2, \quad (3.63)$$

где n_n – коэффициент перегрузки, равный 1,2;

P_a – расчётная несущая способность анкера, Н;

$q_{кр}$ – нормативное давление со стороны кровли, зависящее от расчётной схемы горного давления и формы выработки, Па.

$$s_{кр} = \frac{q_{кр} \cdot n_n}{P_a} = \frac{20100 \cdot 1.2}{26436.5} = 0.4 \text{ шт} / \text{м}^2 \quad (3.64)$$

Плотность расстановки анкеров в боку выработки

$$S_{б} = q_n \cdot n_n / P_a, \text{м}^2, \quad (3.65)$$

$$s_{б} = \frac{q_n \cdot n_n}{P_a} = \frac{26862,36 \cdot 1.2}{26436.5} = 1.22 \text{ шт} / \text{м}^2 \quad (3.66)$$

Для выработки прямоугольной формы

$$q_n = \left(\frac{a + h_l \cdot \text{ctg}(45 + \frac{\varphi}{2})}{\text{tg}\varphi} + h_l \right) \cdot \gamma \cdot \lambda_2 \quad (3.67)$$

$$\lambda = \text{tg}^2(45 - \varphi / 2) \quad (3.68)$$

$$\lambda = \text{tg}^2(45 - 31,5 / 2) = 0,31$$

где a – полупролёт выработки вчерне по кровле, м;

b – высота свода обрушения, м;

$\text{tg}\varphi$ – коэффициент внутреннего трения; φ - угол внутреннего трения пород, град.

$$q_{кр} = \left(\frac{a}{\text{tg}\varphi} - h_0 \right) \cdot \gamma = \left(\frac{2,15}{\text{tg}45} - 1,48 \right) \cdot 3,0 \cdot 10^4 = 20100 \text{ Н} / \text{м}^2 \quad (3.69)$$

$$q_n = \left(\frac{a + h_l \cdot \text{ctg}(45 + \varphi / 2)}{\text{tg}\varphi} + h_l \right) \cdot \gamma \cdot \lambda_2 = \left(\frac{2,15 + 2,17 \cdot \text{ctg}(45 + 45 / 2)}{\text{tg}45} + 2,17 \right) \cdot 3,0 \cdot 10^4 \cdot 0,17 =$$

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							47
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

(3.70)

$$\lambda = \operatorname{tg}^2 \left(45 - \frac{45}{2} \right) = 0,17 \quad (3.71)$$

Расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке

$$a_{кр} = \sqrt{I / S_{кр}}, м, \quad (3.72)$$

$$a_{кр} = \sqrt{I / 0,4} = 1,5 м.$$

Расстояние между анкерами в боку определяется по формуле

$$a_{б} = \sqrt{I / S_{б}}, м, \quad (3.73)$$

$$a_{б} = \sqrt{I / 0,36} = 1,6 м.$$

Число анкеров в кровле $n_{кр}$ и боках $n_{б}$ выработки определяется из выражения:

$$n_{кр} = S_{кр} \cdot P_{кр} \cdot a_{кр}, шт \quad (3.74)$$

$$n_{кр} = s_{кр} \cdot P_{кр} \cdot a_{кр} = 0,91 \cdot 5,56 \cdot 1 = 5,05 \approx 5,0 шт$$

$$n_{б} = q_n \cdot n_n \cdot h_l, шт., \quad (3.75)$$

$$n_{б} = s_{б} \cdot h_l \cdot a_{б} = 1,22 \cdot 2,17 \cdot 0,9 = 2,38 \approx 3 шт$$

Объём закрепляющего состава, $с^3$,

$$V = 0,825 \cdot (d_{ш}^2 - d_c^2) \cdot l_3, \quad (3.76)$$

$$V = 0,825 \cdot (0,047^2 - 0,2^2) \cdot 0,3 = 0,0093, м^3,$$

где $d_{ш}, d_c$ – соответственно, диаметр шпура и армирующего стержня, см;

l_3 – длина заделки анкера в бетон или полимербетон, см.

3.2 Сметная стоимость строительства участка закрепленного анкерной крепью

Объем работ на установку анкеров в кровлю выработки:

$$V_{жбш} = \frac{n_{кр} \cdot L_{в}}{n_{компл}} \quad (3.77)$$

где $n_{кр}$ - количество анкеров в кровле (раздел 2.2.2), шт;

$L_{в}$ - длина выработки, закрепленной анкерной крепью, м;

$n_{компл}$ – количество анкеров в комплекте, шт.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		48

$$V_{жбш} = \frac{5 \cdot 300}{100} = 15_{комп.}$$

Объем крепления набрызг-бетоном, толщина слоя до 200 мм

$$V_{кр} = \frac{V_6}{100}, м^3 \quad (3.78)$$

где V_6 - объем бетон в крепи, $м^3$;

100 - по проектному бетону, $м^3$.

$$V_{кр} = \frac{3600}{100} = 36, м^3$$

Объем работ на установку анкеров в бока выработки определяется по формуле:

$$V_{жбш} = \frac{n_6 \cdot L_в}{n_{компл} \cdot l} \quad (3.79)$$

где n_6 - количество анкеров в боках (раздел 2.2.2), шт;

$L_в$ - длина участка выработки, закрепленного анкерной крепью, м;

$n_{компл}$ - число анкеров в комплекте, шт.

l - длина между рядами, м.

$$V_{жбш} = \frac{6 \cdot 300}{0,8 \cdot 100} = 15$$

Объем работ по навеске вентиляционных полихлорвиниловых труб:

$$V_{в.т.} = \frac{L_в}{l_t} \quad (3.80)$$

где $L_в$ - длина выработки, м;

l_t - длина вентиляционных труб, м.

$$V_{в.т.} = \frac{300}{100} = 3 шт.$$

Локальная смета на строительство участка закрепленного анкерной крепью АКС приведена в табл. 3.3.

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		49

Таблица 3.3 – Сметная стоимость строительства объекта

№	Обоснование цены	Наименование конструктивных элементов и видов работ	Ед. изм.	Кол-во	Цена за ед.					Сумма				
					всего	з/пла	экспл	в тч	мат-л	всего	з/плата	экспл	в тч з/п мех	мат-л
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1	35-01-088-04	Прохождение горизонтальных выработок и их сопряжений взрывным способом в шахтах, не опасных по метану или пыли, площадь сечения от 20 до 40 м2, коэффициент крепости пород 7-9	100 м3	117	33439,1	1320,6	28471,61	0	3646,89	3912375	154510	3E+06	0	426686,1
2	35-01-474-01	Крепление горизонтальных и наклонных выработок набрызг-бетоном слоем до 200 мм, подача смеси по резиновому шлангу	100 м3	0,6	88860,55	9124,42	30641,29	0	907	53316,33	5474,65	18385	0	544,2
3	35-01-445-01	Возведение крепи из бетона в породах с коэффициентом крепости 7 - 20	100м3	3,6	99213,31	8229,48	351,65	0	90632,18	357167,9	29626,1	1265,9	0	326275,8
5	35-01-569-06	Установка Анкерной крепи АКС в кровлю в породах	100 к. шт	15	6380,66	2056,72	3464,02	0	859,92	95709,9	30850,8	51960	0	12898,8
6	35-01-570-02	Установка Анкерной крепи АКС в кровлю в породах	100 к. шт	15	3289,19	1159,64	1655,74	0	473,81	49337,85	17394,6	24836	0	7107,15
	Итого Прямые затраты									4467907	237856	3E+06	0	
	Накладные расходы										225964			
	Сметная прибыль										112982			
	Итого сметная стоимость										4806852			

4 ВЕНТИЛЯЦИЯ

4.1 Общие сведения

Проветривание рудника «Известняков» осуществляется нагнетательным способом по фланговой схеме. Система проветривания – одногоризонтная. Атмосферный воздух вентилятором главного проветривания ВОД-40 нагнетается в подземные горные выработки с поверхности по наклонным штольям: воздухоподающей и транспортной. Далее распределяется в транспортные и вентиляционные штреки, из которых поступает в очистные и проходческие забои, а также в технологические камерные выработки и другие горные выработки.

После проветривания очистных, подготовительных, горно-капитальных и камерных выработок отработанный воздух выдаётся по вентиляционному стволу №2 на поверхность в атмосферу.

Тупиковые очистные выработки (подсечки очистных камер) длиной до 10м проветриваются за счёт общешахтной депрессии. А тупиковые проходческие забои и подсечки очистных камер длиной более 10м проветриваются вентиляторами местного проветривания СВМ-6М, ВМЭ-6, ВМ-8 и ВМ-12 нагнетательным способом и сжатым воздухом после взрывных работ.

Камерные выработки – склад ВМ и камеры СДО имеют обособленное проветривание. Свежий воздух на проветривание этих выработок поступает с наклонной транспортной штольни, а исходящая струя выдаётся на главный вентиляционный штрек и далее по вентиляционному шурфу №1 на поверхность.

Обособленное проветривание также имеет наклонная конвейерная штольня. Свежий воздух в конвейерную штольню поступает по вентиляционным сбоям с наклонной транспортной штольни и частично с воздухоподающей штольни. Отработанный воздух за счёт общешахтной депрессии по вентиляционному восстающему, пройдённому в устье конвейерной штольни, выдаётся на поверхность.

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ			
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата				
Разраб.		Костылев С.С.				«Строительство ремонтной базы СДО в условиях шахты «Известняков» рудника «Кайерканский» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» со специальной частью «Совершенствование технологии крепления»	Стадия	Лист	Листов
Провер.		Майоров Е.С.						51	91
Н. Контр.		Зайцева Е.В.					Кафедра ШПС ИГДГГ СФУ		
Утверд.		Вохмин С.А.							

Распределение и регулирование подачи свежего воздуха в вентиляционной сети рудника осуществляется с помощью вентиляционных сооружений (дверей, перемычек, парусов).

Температура воздуха в камерах и подготовительных выработках поддерживается на уровне не более $\pm 2^{\circ}\text{C}$. Допускается кратковременное повышение температуры воздуха в очистных выработках до $+5^{\circ}\text{C}$ в период работы в них дизельных машин. Подогрев воздуха на входе в рудник в зимнее производить до температуры не более $+2^{\circ}\text{C}$. В зимний период поступающий в шахту атмосферный воздух подогревается до этой температуры, проходя через систему калориферов марки ТРВВ и ВНВ-3-11 в количестве 60 штук.

ПДМ типа TORO-1400 при мощности двигателей 300 л.с требуют воздуха $300 \times 5/60 = 25 \text{ м}^3/\text{сек}$.

Для всех очистных выработок и тупиковых выработок в проходке шириной $\geq 5 \text{ м}$ скорость движения должна быть не менее $V_{\min} = 0,15 \text{ м/с}$, а для капитальных, подготовительных и нарезных выработок в проходке шириной менее 5 м, не менее $V_{\min} = 0,25 \text{ м/с}$.

При обустройстве почвоуступа СБУ типа Boomer 282H воздуха потребуется $54 \times 0,15 = 8,1 \text{ м}^3/\text{сек}$.

Для подготовительных забоев, в которых производится бурение или крепление, требуемое количество воздуха при сечении 21 м^2 составит $0,25 \times 21 = 5,0 \text{ м}^3/\text{сек}$.

Автосамосвалы типа МТ при мощности двигателей 400 л.с. требуют воздуха $400 \times 5/60 = 33,3 \text{ м}^3/\text{сек}$.

Таким образом, при независимом проветривании каждого рассматриваемого забоя, исходя из расстановки забоев, для проветривания очистных работ потребуется $194 \text{ м}^3/\text{сек}$.

Рудничный воздух, в котором находятся или могут находиться люди, должен содержать не менее 20% кислорода и не более 0,5% углекислого газа по объёму. Содержание метана в свежей струе, поступающей для проветривания выработки, не должно превышать 0,5%, а в исходящей струе – 1,0%. Содержание других газов и паров не должно превышать предельно допустимых концентраций.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							52
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

Поддержание требуемого состава рудничной атмосферы осуществляется путём проветривания. Действующие выработки проветриваются за счёт общешахтной депрессии, а горизонтальные тупиковые выработки, находящиеся в процессе проходки при длине более 10 м путём принудительного проветривания с использованием вентиляторов местного проветривания и вентиляционных трубопроводов. Время проветривания не должно превышать 30 мин.

4.2 Выбор способа и схемы подачи воздуха в забой

В зависимости от схемы движения свежего и загрязнённого воздуха выделяют нагнетательный, всасывающий и комбинированный способы проветривания (рис. 3.1 – 3.3).

При нагнетательном способе проветривания (рис. 3.1) свежий воздух подаётся по вентиляционному трубопроводу, прокладываемому по всей выработке, а загрязнённый вытесняется из призабойного пространства и движется непосредственно по выработке.

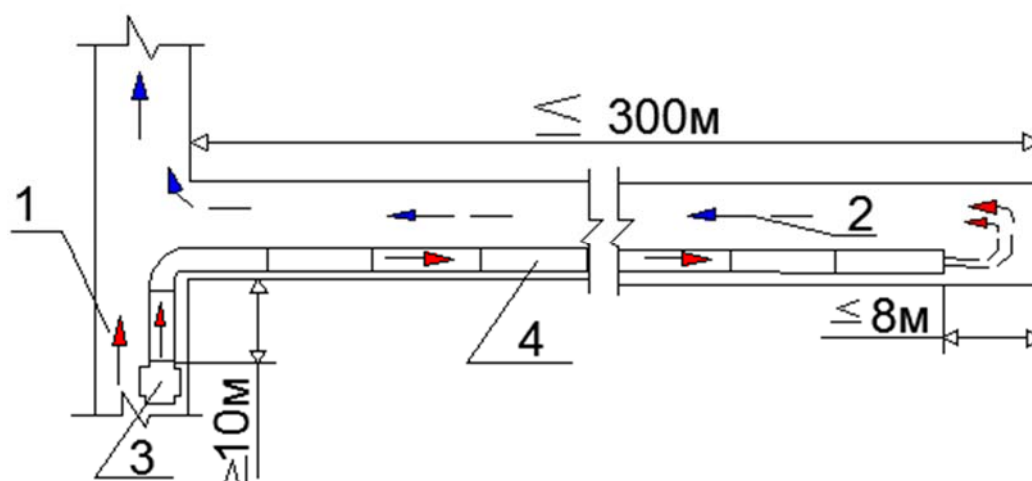


Рисунок 4.1 – Нагнетательный способ проветривания горизонтальных и наклонных тупиковых выработок: 1 – свежая струя; 2– исходящая струя; 3– нагнетательный вентилятор; 4- трубопровод.

Конец трубопровода должен отставать от забоя не более чем на 10 м. Основным достоинством этого способа является то, что свежий воздух из трубопровода поступает непосредственно к забою, где работают люди. Трубопровод работает под избыточным внутренним давлением, поэтому могут использоваться как жёсткие, так и мягкие вентиляционные трубы. Нагнетательный вентилятор устанавливается на расстоянии не менее 10 м от устья проветриваемой выработки. При несоблюдении этого условия может

происходить рециркуляция (частичное всасывание загрязнённого воздуха в вентиляционные трубы). Если нагнетательный вентилятор устанавливается на сквозной струе основной выработки, то для исключения рециркуляции необходимо также, чтобы подача вентилятора не превышала 70% от количества воздуха, протекающего по основной выработке.

Для подземных выработок нагнетательный способ проветривания считается эффективным при длине выработки до 300 м.

Недостатком нагнетательного способа является то, что удаляемые из призабойной части выработки газы, образующиеся при взрывных работах, распространяются по всей длине выработки. Это исключает выполнение каких-либо работ в выработке до окончания её проветривания.

При всасывающем способе проветривания (рис. 3.2) по всей выработке прокладывается трубопровод, по которому из забоя отсасывается загрязнённый воздух.

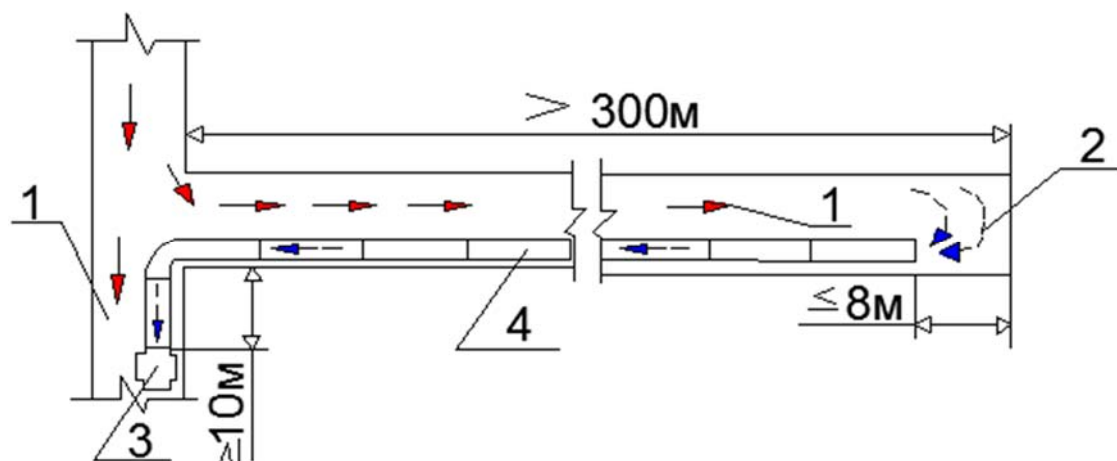


Рисунок 4.2 – Всасывающий способ проветривания горизонтальных и наклонных тупиковых выработок: 1 - свежая струя; 2 - исходящая струя; 3 - всасывающий вентилятор; 4 - трубопровод.

Конец трубопровода должен отставать от забоя не более чем на 8 м. Трубопровод работает под избыточным внешним давлением, поэтому могут использоваться только жёсткие вентиляционные трубы. Всасывающий вентилятор устанавливается по направлению основной вентиляционной струи и на расстоянии не менее 10 м от устья проветриваемой выработки. Всасывающий способ не может применяться в выработках, опасных по взрыву газа или пыли.

При комбинированном способе проветривания (рис. 3.3) по всей выработке прокладывается трубопровод, по которому из забоя отсасывается загрязнённый воздух, а в призабойной зоне размещается дополнительно трубопровод для подачи к забою свежего воздуха. Нагнетательный вентилятор устанавливается за пределами зоны, загрязняемой вредными газами и пылью при взрывных работах. Протяжённость этой зоны определяется расчётом в зависимости от массы и свойств применяемого ВВ, а также от площади поперечного сечения выработки. Для локализации газов в призабойной зоне в выработке устанавливают поперечную перемычку.

Комбинированный способ особенно целесообразен для проветривания протяжённых выработок с большой площадью поперечного сечения. Но, как и всасывающий, он не может применяться в выработках, опасных по взрыву газа или пыли.

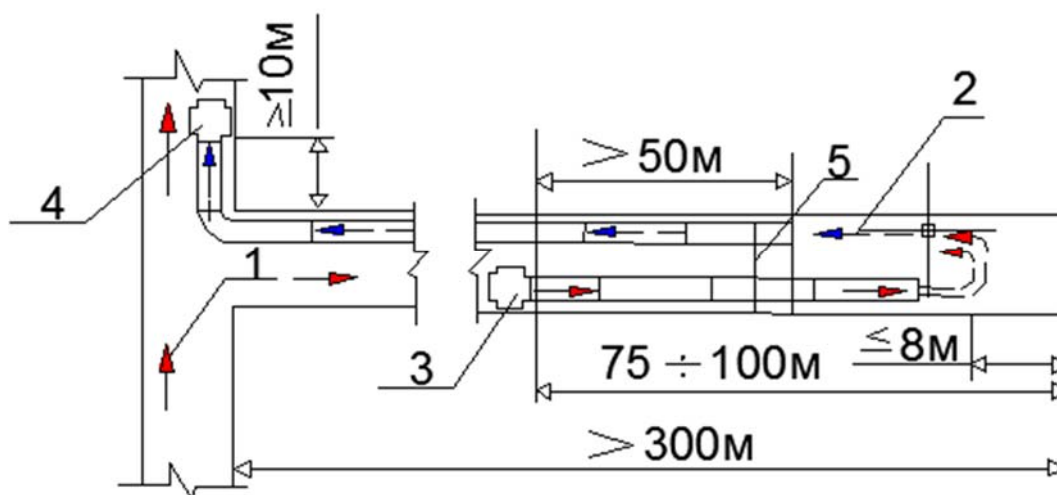


Рисунок 4.3 – Комбинированный способ проветривания горизонтальных и наклонных тупиковых выработок: 1– свежая струя; 2– исходящая струя; 3 – нагнетательный вентилятор; 4 – всасывающий вентилятор; 5 - перемычка.

4.3 Оборудование и приспособления для проветривания выработок

Для проветривания горных выработок в процессе их проведения применяют осевые (ВМ) и центробежные вентиляторы (ВЦ). Осевые вентиляторы более компактны, при их установке в выработке не возникает необходимости в её расширении или сооружении специальных камер. Однако вентиляторы ВМ создают меньший напор и менее производительны, чем вентиляторы ВЦ.

Вентиляторы ВЦ используют при проветривании стволов и протяжённых

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		55

выработок большого сечения.

Шахтные вентиляторы могут быть с электрическим и пневматическим приводом. Вентиляторы с электрическим приводом (ВМЭ) предназначены для проветривания горных выработок в угольных и рудных шахтах не опасного по газу и пыли. Вентиляторы с пневматическим приводом (ВМП) предназначены для местного проветривания тупиковых выработок в шахтах, как не опасных, так и опасных по взрыву газа и пыли, где применение электрических вентиляторов по условиям взрывобезопасности не разрешается.

Основными аэродинамическими параметрами вентиляторов являются подача, давление (напор) и мощность. Основные характеристики вентилятора местного проветривания приведены в табл. 4.1.

Исходя из условий проведения выработки принимаем всасывающий способ проветривания.

Таблица 4.1 – Характеристики вентиляторов местного проветривания

Марка вентилятора	Диаметр рабочего колеса, мм	Подача воздуха, м³/мин		Давление, Па		Мощность двигателя, кВт
		мини- мальная	макси- мальная	мини- мальное	макси- мальное	
Осевые вентиляторы с электрическим приводом						
ВМ-3М	300	42	100	400	1000	2,2
ВМ-4М	400	50	155	700	1450	4,0
ВМ-5М	500	95	270	600	2120	11,0
ВМ-6М	600	140	480	750	3400	24,0
Осевые вентиляторы с пневматическим приводом						
ВМП-3М	300	30	100	400	1200	2,0
ВМП-4М	400	45	100	400	2200	5,0
ВМП-5М	500	70	270	800	2200	9,0
ВМП-6М	600	120	480	600	2900	24,0
Центробежные						
ВЦПД-8	800	300	1320	2500	9200	125,0
ВЦО-6	600	50	462	2600	6000	50,0
ВЦ-7	750	84	660	1000	10800	75,0
ВЦП- 16	1600	560	2790	2000	9400	150,0

На горных работах широко применяются гибкие вентиляционные трубы (типа М), изготовленные из специальной хлопчатобумажной ткани с двусторонним резиновым покрытием. Промышленностью выпускаются также гибкие трубы на основе капроновой ткани, комбинированной ткани (лавсана с хлопком) с покрытием резиной или полихлорвинилом.

Эти трубы имеют диаметр 300, 400, 500, 600 и 800 мм и выпускаются звеньями длиной 5, 10 и 20 м. Для стыковки звеньев в их концы вмонтированы

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							56
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

стальные разрезные пружинные кольца, которые вставляются один в другой, обеспечивая плотный стык. Трубы из прорезиненной ткани удобны при транспортировке, и они дешевле металлических.

Металлические трубы свариваются из листа толщиной 2-2,5 мм. Они выпускаются диаметрами 500, 600 и 800 мм. Длина труб 2,5 м (при диаметре 500 мм) или 3,5 м (600 и 800 мм). Металлические трубы соединяются между собой в вентиляционный трубопровод с помощью фланцев и болтов или поясов. Герметичность обеспечивается путём использования резиновых прокладок. Исходя из условий проведения выработки принимаем гибкие трубопроводы (воздуховоды) диаметром 800 мм.

4.4 Расчёт параметров процесса проветривания и выбор вентилятора

Количество воздуха для проветривания забоя горной выработки при её проходке рассчитывается в обязательном порядке по всем факторам, присущим условиям проведения выработки. Расчёт ведётся по следующим факторам: по газам образующимся при ведении взрывных работ (по газам ВВ); по выносу пыли; по числу людей, одновременно находящихся в выработке (по людям); по выделению метана (по газам); по разбавлению газов образующихся при использовании на проходке самоходного оборудования с двигателями внутреннего сгорания (по выхлопам ДВС); по тепловому фактору и пр. Для последующих расчётов по выбору вентилятора принимается наибольшее из полученных значений необходимого расхода воздуха.

Расчёт количества воздуха по газам ВВ. Для нагнетательного способа проветривания количество воздуха, которое необходимо подавать в каждую выработку ($Q_{вв}^н$, м³/с) рассчитывается по формуле В.Н. Воронина:

$$Q_{вв}^н = \frac{2,25}{60 \cdot t} \times \sqrt[3]{\frac{A \cdot S_{св}^2 \cdot L^2 \cdot b \cdot \omega}{K_y^2}} \quad (4.81)$$

где A – количество одновременно взрываемого ВВ в выработке, кг;

$S_{св}$ – площадь поперечного сечения выработки в свету, м²;

L – длина выработки, проветриваемой нагнетательным способом, м;

b – объём вредных газов, образующихся при взрыве 1 кг ВВ, л/кг (при

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							57
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

взрывании по породе $b=40$, при взрывании по углю $b=100$);

t – нормальное время проветривания выработки, мин ($t \leq 30$);

ω – коэффициент, учитывающий обводненность выработки, доли ед. (для сухих выработок $\omega=0,8$, для влажных $\omega=0,6$, для выработок, проводимых по водоносным породам или с применением водяных заслонов $\omega=0,3$);

K_y – коэффициент утечек воздуха из трубопроводов, ед.

$$Q_{вв}^n = \frac{2,25}{60 \cdot 30} \times \sqrt[3]{\frac{86,5 \cdot 39^2 \cdot 320^2 \cdot 40 \cdot 0,6}{2^2}} = 5,4 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Значения коэффициента утечек воздуха для гибкого трубопровода ($K_{y.г}$) приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2 – Значения коэффициента утечек воздуха ($K_{y.г}$) для мягких труб

Длина трубопровода ($L_{тр}$), м	Диаметр трубы ($d_{тр}$), м		
	0,6	0,8	1,0
	$K_{y.г}$	$K_{y.г}$	$K_{y.г}$
600	1,43-2,03	1,24-1,66	1,16-1,31
800	1,72-2,65	1,39-2,13	1,26-1,56
1000	2,10-3,57	1,57-2,57	1,38-1,91
1200	2,60-4,54	1,79-2,85	1,51-2,35
1400	3,23-5,32	2,04-3,82	1,67-2,55
1600	4,06-5,37	2,35-4,75	1,84-2,93
2000	6,47	3,13-4,90	2,27-3,80

Расчёт количества воздуха по пылевому фактору. Устанавливается количество подаваемого воздуха для обеспечения скорости его движения по выработке, способствующей качественному выносу пыли из призабойного пространства и из выработки:

$$Q_{вп} = S_{св} \cdot V_{min}, \text{ м}^3 / \text{с} \quad (4.82)$$

где V_{min} – минимальная скорость воздуха по качественному выносу пыли, м/с ($V_{min}=0,4-0,6$);

$S_{св}$ – площадь сечения выработки в свету, м^2 .

$$Q_{вп} = 39 \cdot 0,4 = 15,6 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Расчёт количества воздуха по людям. Расчёт ведется на наибольшее число людей в забое:

$$Q_{чел} = 0,1 \cdot n, \text{ м}^3 / \text{с} \quad (4.83)$$

где 0,1 – норма подачи воздуха на одного человека, $\text{м}^3/\text{с}$;

n – максимальное количество людей, одновременно находящихся в забое, чел.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							58
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

$$Q_{\text{чел}} = 0,1 \cdot 4 = 0,4 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Для дальнейшего расчёта принимаем необходимое количество воздуха по выносу пыли.

4.5 Выбор вентилятора

Для надёжного проветривания тупиковой выработки необходимо выбрать вентилятор с такой производительностью и с таким напором, которые с учётом утечек в трубопроводе и его сопротивлением обеспечат подачу в забой требуемого количества воздуха.

Дебит вентилятора должен составлять:

$$Q_v = Q_{\text{max}} \cdot K_y, \text{ м}^3 / \text{с} \quad (4.84)$$

где Q_{max} – наибольшее из полученных значений необходимого расхода воздуха, рассчитанных по выше приведённым факторам, м³/мин.

$$Q_v = 15,6 \cdot 2 = 31,2 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Депрессия (напор) вентилятора составляет при работе на гибкий трубопровод:

$$h_{v.г} = Q_v R_{\text{тр.г}} (0,59 / K_{y.г} + 0,41), \text{ Па}, \quad (4.85)$$

$$h_{v.г} = 31,2 \cdot 140 \cdot \left(\frac{0,59}{2} + 0,41 \right) = 3079 \text{ Па}.$$

Таблица 4.3 – Аэродинамическое сопротивление гибких трубопроводов ($R_{\text{тр.г}}$) в зависимости от диаметра и материала трубопровода

Длина трубопровода, м	Диаметр трубопровода, м							
	0,4		0,5		0,6		0,8	
	МУ	ПХВ, ЧЛХВ	МУ	ПХВ, ЧЛХВ	МУ	ПХВ, ЧЛХВ	МУ	ПХВ, ЧЛХВ
100	300	130	100	70	40	20	12	9,5
200	560	140	180	140	70	40	22	18
400	1020	860	330	270	130	90	42	34
600	1420	1230	470	400	180	140	61	52
800	-	1340	590	510	225	180	80	69
1000	-	-	710	620	180	220	100	85

В соответствии с $Q_v = 31,2 \text{ м}^3 / \text{с}$ и $h_{v.г} = 3079 \text{ Па}$ принимаем вентилятор ВЦП-16 с мощностью двигателя 150 кВт.

5 ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЕ

Электроэнергия для нужд рудника «Известняков» поступает по воздушной ЛЭП напряжением 110 кВ до подстанции находящейся на пром.площадке. На трансформаторах главной понизительной подстанции, напряжение понижается до 6 кВ, распределяется по стационарным установкам поверхностного комплекса и подаётся в подземные выработки. Часть электроэнергии, поступающей в центральную понизительную подстанцию, распределяется между подземными распределительными пунктами высокого напряжения.

5.1 Расчёт освещения откаточного горизонта

Расчёт освещения КОСО производится точечным методом. Длина откаточной выработки на одном горизонте составляет 301 метр, норма освещённости 2 лк, принятый тип светильников РН-100, световой поток лампы 1320 лм.

Горизонтальная освещённость, лк:

$$E_{\text{г}} = 2 \cdot c \cdot I_{\text{а}} \cdot \cos^3 \alpha / K_{\text{з}} \cdot h^2, \text{ лк}, \quad (5.86)$$

где $K_{\text{з}}$ – коэффициент учитывающий старение лампы;

$I_{\text{а}}$ – сила света лампы под углом α ;

h – высота подвески лампы, м;

c – поправочный коэффициент на световой поток.

$$E_{\text{г}} = 2 \cdot 1,32 \cdot 65 \cdot 0,06 / 1,15 \cdot 2^2 = 2,3 \text{ лк}.$$

Угол наклона лучей к освещённой площади:

$$\alpha = 65^\circ; \cos \alpha = 0,37; \cos^3 \alpha = 0,06;$$

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{Q}{2h} \quad (5.87)$$

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{10}{2 \cdot 2} = 2,5$$

$$E_{\text{м}} > E_{\text{мин}} \quad (5.88)$$

$$2,5 > 2$$

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ		
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата			
Разраб.		Костылев С.С.				«Строительство ремонтной базы СДО в условиях шахты «Известняков» рудника «Кайерканский» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» со специальной частью «Совершенствование технологии крепления»	Стадия	Лист
Провер.		Ковалева О.А.						Листов
							60	91
Н. Контр.		Зайцева Е.В.					Кафедра ШПС ИГДГГ СФУ	
Утверд.		Вохмин С.А.						

Вертикальная освещённость, лк:

$$E_g = E_z \operatorname{tg} \alpha, \text{ лк}, \quad (5.89)$$

$$E_g = 2,3 \cdot 2,5 = 5,75 \text{ лк}.$$

Количество светильников для выработок составляет, шт:

$$N_{св} = \frac{L_g}{l}, \text{ шт}, \quad (5.90)$$

$$N_{св} = \frac{301}{10} = 31 \text{ шт}.$$

$$P_{уч} = 31 \cdot 100 = 3100 \text{ Вт}.$$

5.2 Расчёт освещённости камерных выработок

Расчёт освещённости камерных выработок производится методом светового потока.

Расчёт освещения электровозного депо.

Ширина камеры ($B=6$ м), длина ($A=19$ м), высота подвески светильников ($h=3,5$ м).

Определим показатель помещения:

$$I = \frac{AB}{h(A+B)} \quad (5.91)$$

$$I = \frac{6 \cdot 19}{3,5(6+19)} = 1,3$$

Потребный световой поток одной лампы, лм:

$$F_{л} = \frac{K_z \cdot E_{\min} \cdot S \cdot Z}{\eta \cdot n}, \text{ лм}, \quad (5.92)$$

$$F_{л} = \frac{1,2 \cdot 20 \cdot 114 \cdot 1,1}{0,11 \cdot 8} = 3420 \text{ лм}.$$

где E_{\min} – минимальная норма освещённости, лк;

n – число светильников, шт;

K_z – коэффициент запаса;

S – площадь освещения, м^2 ;

Z – отношение средней освещённости к минимальной.

Для освещения принимаем светильник типа РН-100. Расстояние между светильниками 4,5 метров.

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							61
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

Действительная освещённость составит, лк:

$$E_{\text{действ.}} = \frac{F_A \cdot n \cdot \eta}{K_3 \cdot S \cdot Z}, \text{ лк}, \quad (5.93)$$

$$E_{\text{действ.}} = \frac{3420 \cdot 8 \cdot 0,11}{1,2 \cdot 114 \cdot 1,1} = 20 \text{ лк},$$

$$E_{\text{действ.}} \geq E_{\text{min}} \quad (5.94)$$

$$20 = 20$$

Общая мощность осветительной установки, кВт:

$$P_y = P_n \cdot n \cdot 10^{-3}, \text{ кВт}, \quad (5.95)$$

$$P_y = 200 \cdot 8 \cdot 10^{-3} = 1,6 \text{ кВт}.$$

Общая мощность осветительной установки, кВт:

$$P_y = P_n \cdot n \cdot 10^{-3}, \text{ кВт}, \quad (5.96)$$

$$P_y = 200 \cdot 8 \cdot 10^{-3} = 1,6 \text{ кВт}.$$

Таблица 5.1 –

Наименование выработок	Расстояние , м	Тип светильник ов	Световой поток, лм	Мощность светильника, Вт	Кол-во светильнико в	Мощность, кВт
Откаточные выработки	301	РН-100	1320	100	31	3,1
Камера СДО	50	РН-100	1320	100	16	1,6

Необходимая мощность осветительных трансформаторов, кВт:

$$S_{\text{тр}} = \frac{P_n \cdot n \cdot K_c}{1000 \cdot \eta_c \cdot \cos \varphi \cdot \eta_{\text{тр}}}, \text{ кВт}, \quad (5.97)$$

$$S_{\text{тр}} = \frac{(31 \cdot 100) \cdot 0,9}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,6 \cdot 0,6} = 8,1 \text{ кВт}.$$

где K_c – коэффициент спроса;

η_c – КПД осветительной сети;

$\eta_{\text{тр}}$ – КПД осветительных ламп;

P_n – мощность лампы, Вт;

n – количество светильников, шт.

Принимаем тип пускового агрегата для питания осветительной сети АП-

4. В соответствии с необходимой мощностью для освещения необходимо 2 пусковых агрегатов. Средняя длина осветительного кабеля

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							62
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

составит 180 м.

Суммарная сила тока в питающем кабеле, А:

$$I_k = \frac{S_{mp} \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot U}, A, \quad (5.98)$$

$$I_k = \frac{4 \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot 127} = 18 A.$$

где: S_{mp} - мощность пускового агрегата, кВА;

U - напряжение в питающем кабеле, В.

Сечение кабеля при равномерном распределении нагрузки, мм²:

$$S_{осн} = \frac{\sqrt{3} \cdot 100 \cdot I_k \cdot L_k}{\gamma \cdot \Delta H_{осн.к} \cdot U}, мм, \quad (5.99)$$

$$S_{осн} = \frac{\sqrt{3} \cdot 100 \cdot 18 \cdot 180}{32 \cdot 6,35 \cdot 127} = 22 мм.$$

где L_k – длина магистрального кабеля, м; γ – удельная проводимость алюминия, м/Ом·мм²;

ΔH – допустимая потеря напряжения в магистральном осветительном кабеле.

$\Delta H_{осн.к} = 0,05 \cdot U_m = 0,05 \cdot 127 = 6,35$ В где U_m – номинальное напряжение осветительной сети, В.

По полученному значению принимаем ближайшее значение стандартного сечения кабеля типа СБГ $S_k = 24$ мм².

5.3 Расчёт подземной передвижной станции

Расчёт производится из типов и количества работающих механизмов.

Потребители и результаты расчётов представлены в таблице 5.2.

Таблица 5.2 – Расчёт количества потребляемой энергии участка

Наименование потребителей	Кол-во ед.	Установ. мощность	Коэф. спроса	cosφ	tgφ	Q _p , квар.	P _p , кВт	ΣQ _p , квар.	ΣP _p , кВт
Boomer 353H	7	125	0,36	0,82	0,7	32	45	224	315
ВМП - 6М	8	30	0,3	0,73	0,65	6	9	48	72
Итого								272	387

$$tg\varphi = \frac{\Sigma Q_p}{\Sigma P_p} \quad (5.100)$$

$$tg\varphi = \frac{272}{387} = 0,7$$

$$\cos \phi = 0,82$$

Расчётная полная нагрузка подземной подстанции, кВА:

$$S_{mp} = \frac{\Sigma P_p}{0,82}, \text{ кВА}, \quad (5.101)$$

$$S_{mp} = \frac{81}{0,82} = 99 \text{ кВА},$$

$$S_{mp} = S + S_{осв}, \text{ кВА}, \quad (5.102)$$

$$S_{mp} = 99 + 8,15 = 107,15 \text{ кВА}.$$

Для обеспечения заданной мощности трансформатора принимаем трансформаторную подстанцию ТСШВП 160/6.

Расчёт кабельной сети

Расчёт кабеля от ТСШВП 160/6.

Ток нагрузки кабеля, А:

$$I_p = \frac{S_{mp}}{\sqrt{3} \cdot U}, \text{ А}, \quad (5.103)$$

$$I_p = \frac{160}{\sqrt{3} \cdot 6} = 15,4 \text{ А}.$$

По данному типу нагрузки проходит кабель с сечением 16 мм², допускающий нагрузку 65 А.

Определим сечение кабеля по допустимой потере напряжения, мм²:

$$S = \frac{\sqrt{3} \cdot I_{расч} \cdot L \cdot \cos \phi}{50 \cdot \Delta U}, \text{ мм}^2, \quad (5.104)$$

$$S = \frac{\sqrt{3} \cdot 60,5 \cdot 120 \cdot 0,82}{50 \cdot 19} = 10,6 \text{ мм}^2.$$

где: L - длина кабеля;

ΔU - допустимое падение напряжения.

Принимаем два кабеля типа СБШв сечением 16 мм². Один является рабочим, другой резервным.

Для работы водоотливной установки принимаем передвижную трансформаторную подстанцию ТСШВП – 160/6.

Расчёт ГПП

Расчёт производится из типов и количества работающих механизмов.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		64

Таблица 5.3 – Потребители энергии

Наименование потребителей	Кол-во	Мощн. кВт	Устан. мощность, кВт	cosφ	tgφ	K _c	Расчётная мощность		Расход энергии	
							P _a , кВт	Q _p квар	W _a кВт·ч	W _p квар·ч
Участковый кондиционер	1	200	200	0,84	0,75	0,8	160	120	2880	2160
Вентилятор	1	125	125	0,83	0,81	0,9	112,5	402	300	2430
Компрессор	2	410	820	0,82	0,75	0,5	410	307,5	8669	6458
Мастерские	1	140	140	0,81	0,75	0,7	98			
АБК	1	90	90	0,82	0,76	0,7	63			
ИТОГО			1375				843,5	829,5	11849	11048

$$\cos \varphi = \frac{\sum W_a}{\sqrt{(W_a^2 + W_p^2)}} \quad (5.105)$$

$$\cos \varphi = \frac{11849}{\sqrt{11849^2 + 11048^2}} = 0,8$$

Мощность трансформатора ГПП без подземных потребителей:

$$S_{mp} = \frac{K_{c.c.p.} \cdot \sum P_y}{\cos \varphi}, \text{ кВт}, \quad (5.106)$$

$$S_{mp} = \frac{0,71 \cdot 843,5}{0,8} = 748,6 \text{ кВт}.$$

Мощность трансформатора с учётом подземных потребителей:

$$S_{mp} = S_{mp1} + S_{mp2} = 748,6 + (160 + 160) = 1068,6 \text{ кВт}.$$

Выбираем трансформатор по мощности, по правилам на подстанции должно быть установлено минимум два трансформатора, так как потребители первой категории.

$$K_n = \frac{\sum S_{mp}}{2S_{ном}} \quad (5.107)$$

$$K_n = \frac{1068,6}{2 \cdot 1000} = 0,53$$

$$K_{за} = \frac{\sum S_{mp}}{S_{ном}} \quad (5.108)$$

$$K_{за} = \frac{1068,6}{1000} = 1,06$$

При аварийной ситуации производится отключение потребителей третьей категории.

Определение основных электрических показателей электрических сетей

Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т:

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							65
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

$$\alpha = \sum W_a / A_{\text{сут}}, \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{т}, \quad (5.109)$$

$$\alpha = 11849 / 2739,7 = 4,3 \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{т}.$$

где $A_{\text{сут}}$ – суточная производительность рудника, т/сут.

Стоимость электроэнергии за год, руб:

$$C_{\text{год}} = \sum S \cdot b + \sum W_a \cdot n \cdot \alpha, \text{ руб} / \text{год}, \quad (5.110)$$

$$C_{\text{год}} = 1000 \cdot 14,2 + 11849 \cdot 363 \cdot 0,74 = 3197078,38 \text{ руб} / \text{год}.$$

где $\sum S$ – общая заявленная мощность, кВт;

b – годовая стоимость 1 кВт мощности, руб;

n – число рабочих дней в году;

α – плата за 1 кВт/ч.

Удельная стоимость электроэнергии и электроэнергии на 1 т добычи:

$$C^I = C / \sum W_a, \text{ руб} / \text{кВт} \cdot \text{ч}, \quad (5.111)$$

$$C^I = 3197078,38 / 11849 = 269,8 \text{ руб} / \text{кВт} \cdot \text{ч}$$

$$C^{II} = C^I \cdot \alpha \quad (5.112)$$

$$C^{II} = 269,8 \cdot 0,74 = 199,4 \text{ руб} / \text{кВт} \cdot \text{ч}$$

При аварийной ситуации, отключение потребителей 3й категории.

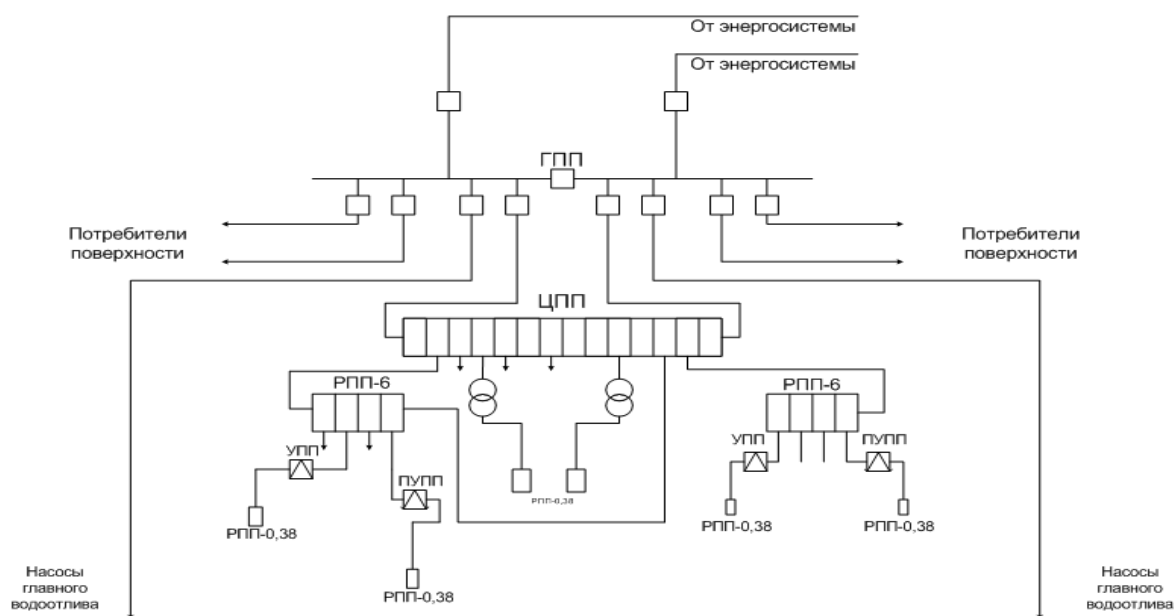


Рисунок 5.1 – Схема энергоснабжения

6 ПОДЗЕМНЫЙ ТРАНСПОРТ

6.1 Эксплуатационный расчёт самоходных машин

Эксплуатационный расчёт погрузочно-транспортных и самоходных транспортных машин сводится к определению их технической и эксплуатационной производительностей, числа транспортных машин, обеспечивающих бесперебойное транспортирование руды из одного или нескольких забоев, а также к тяговому расчёту машин. Исходными данными для расчёта являются: техническая характеристика применяемой машины, сменный грузопоток, продолжительность смены, коэффициент неравномерности работы машины, длина транспортирования, продольный профиль трассы и вид покрытия транспортных выработок.

При строительстве транспортного уклона отгрузка будет производиться погрузо-доставочными машинами типа «СТ-8БР» до камер перегрузки, где отбитая порода грузится в подземные автосамосвалы типа «МТ-42» и транспортируется на поверхностную перегрузочную площадку:

- отгрузка до камер перегрузки с использованием только ПДМ (300 м);
- отгрузка оставшейся части (900м) автосамосвалом. ;

Эксплуатационная производительность (т/ч) погрузочно-транспортной машины

$$Q_3 = \frac{3600 \cdot V \cdot k_3 \cdot q}{t_{\text{погр}} + t_{\text{дв}} + t_{\text{раз}}}, \text{ т / ч}, \quad (6.113)$$

$$Q_3 = \frac{3600 \cdot 2,6 \cdot 0,8 \cdot 2,5}{69 + 200,4 + 17} = 65,4 \text{ т / ч}.$$

где V – вместимость грузонесущего органа (кузова или ковша), м³;

$t_{\text{погр}}, t_{\text{дв}}, t_{\text{раз}}$ – время соответственно загрузки грузонесущей емкости, движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно, разгрузки, с;

k_3 – коэффициент заполнения ковша ($k_3 = 0,74 \div 0,8$).

						ДП-130400.65.00.05-121010164ПЗ		
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата			
Разраб.		Костылев С.С.				«Строительство ремонтной базы СДО в условиях шахты «Известняков» рудника «Кайерканский» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» со специальной частью «Совершенствование технологии крепления»	Стадия	Лист
Провер.		Волков Е.С.						Листов
							67	91
Н. Контр.		Зайцева Е.В.					Кафедра ШПС ИГДГГ СФУ	
Утверд.		Вохмин С.А.						

Время загрузки для машин с грузонесущим ковшом (типа ПД)

$$t_{нозр} = \xi \cdot t_{ц} \cdot K_{ман}, \quad (6.114)$$

$$t_{нозр} = 1,15 \cdot 50 \cdot 1,2 = 69 \text{ с},$$

где $\xi = 1,15 \div 1,20$ – коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на разборку негабарита в забое;

$t_{ц} = 50 \text{ с}$ – время цикла черпания грузонесущим ковшом;

$K_{ман} = 1,2$ – коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на маневры машины в забое.

Время движения машины (с)

$$t_{дв} = \frac{L}{K_{с.х}} (v_{зр}^{-1} + v_{пор}^{-1}) \quad (6.115)$$

$$t_{дв.мах} = \frac{300}{0,6} \left(\frac{1}{2,2} + \frac{1}{3,3} \right) = 378,8 \text{ с}$$

$$t_{дв.мин} = \frac{10}{0,6} \left(\frac{1}{2,2} + \frac{1}{3,3} \right) = 22 \text{ с}$$

Принимаем

$$t_{дв} = (378,8 + 22) / 2 = 200,4 \text{ с}$$

где L – длина транспортирования, м; $v_{гр}$,

$v_{пор}$ — скорость движения соответственно груженой и порожней машины, м/с;

$K_{с.х} = 0,6$ — коэффициент среднеходовой скорости движения.

Время разгрузки машины $t_{раз} = 15 \div 20 \text{ с}$.

Сменная эксплуатационная производительность (т)

$$Q_{см} = Q_{э} \cdot T_{см} \cdot k_{и}, \text{ т} \quad (6.116)$$

$$Q_{см} = 65,4 \cdot 7,2 \cdot 0,7 = 330 \text{ т}$$

где $T_{см}$ – длительность смены, ч;

$k_{и} = 0,7 \div 0,8$ – коэффициент внутрисменного использования машины, учитывающий подготовительно-заключительные операции, заправку машины, перегон к месту работы и другие операции, не связанные с основной работой по погрузке и транспортированию.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							68
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

При одинаковой вместимости грузонесущей ёмкости и одинаковых горно-технических условиях производительность погрузочно-транспортной машины с грузонесущим ковшем больше, чем производительность машины с грузонесущим кузовом. При увеличении длины транспортирования производительность погрузочно-транспортной машины снижается.

6.2 Эксплуатационный расчёт автосамосвала

Эксплуатационная производительность (т/ч) автосамосвала «МТ-42»:

$$Q_9 = \frac{3600 \cdot V \cdot k_3 \cdot q}{t_{\text{погр}} + t_{\text{дв}} + t_{\text{раз}}}, \text{ т / ч} \quad (6.117)$$

$$Q_9 = \frac{3600 \cdot 20 \cdot 0,8 \cdot 2,5}{69 + 631 + 17} = 200,8 \text{ т / ч}$$

где V – вместимость грузонесущего органа (кузова или ковша), м³;

$t_{\text{погр}}, t_{\text{дв}}, t_{\text{раз}}$ – время соответственно загрузки грузонесущей емкости, движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно, разгрузки, с;

k_3 – коэффициент заполнения ковша ($k_3 = 0,74 \div 0,8$).

Время загрузки для машин

$$t_{\text{погр}} = \xi \cdot t_{\text{ц}} \cdot K_{\text{ман}} \quad (6.118)$$

$$t_{\text{погр}} = 1,15 \cdot 50 \cdot 1,2 = 69 \text{ с},$$

где $\xi = 1,15 \div 1,2$ – коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на разборку негабарита в забое;

$t_{\text{ц}} = 50$ с – время цикла черпания грузонесущим ковшом;

$K_{\text{ман}} = 1,2$ – коэффициент, учитывающий время, затрачиваемое на маневры машины в забое.

Время движения машины (с)

$$t_{\text{дв}} = \frac{L}{K_{\text{с.х}}} \left(v_{\text{зр}}^{-1} + v_{\text{нор}}^{-1} \right), \text{ с} \quad (6.119)$$

$$t_{\text{дв. max}} = \frac{900}{0,6} \left(\frac{1}{2,2} + \frac{1}{3,3} \right) = 1136,4 \text{ с}$$

$$t_{\text{дв. min}} = \frac{100}{0,6} \left(\frac{1}{2,2} + \frac{1}{3,3} \right) = 125 \text{ с}$$

Принимаем

$$t_{\text{дв}} = (1136,4 + 125) / 2 = 63 \text{ с}$$

где L – длина транспортирования, м; $v_{\text{гр}}$,

$v_{\text{пор}}$ – скорость движения соответственно груженой и порожней машины, м/с;

$K_{\text{с.х}} = 0,6$ – коэффициент среднеходовой скорости движения. Время разгрузки машины $t_{\text{раз}} = 15 \div 20 \text{ с}$.

Сменная эксплуатационная производительность (т)

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{э}} \cdot T_{\text{см}} \cdot k_{\text{и}}, \text{ т} \quad (6.120)$$

$$Q_{\text{см}} = 200,8 \cdot 7,2 \cdot 0,7 = 1008 \text{ т}$$

где $T_{\text{см}}$ – длительность смены, ч;

$k_{\text{и}} = 0,7 \div 0,8$ – коэффициент внутрисменного использования машины, учитывающий подготовительно-заключительные операции, заправку машины, перегон к месту работы и другие операции, не связанные с основной работой по погрузке и транспортированию.

При одинаковой вместимости грузонесущей ёмкости и одинаковых горно-технических условиях производительность погрузочно-транспортной машины с грузонесущим ковшом больше, чем производительность машины с грузонесущим кузовом. При увеличении длины транспортирования производительность погрузочно-транспортной машины снижается.

6.3 Тяговый расчёт транспортной машины

Тяговый расчёт транспортной машины включает в определение силы тяги при движении, предельного уклона, преодолеваемого машиной, тормозного пути, расхода горючего.

Сила тяги погрузочно-транспортной машины или автосамосвала

$$F = (G + G_0) \cdot g \cdot (\omega_0 \pm i + \omega_{\text{кр}} + 108a) + W_B, \text{ Н} \quad (6.121)$$

$$F = (50 + 19,5) \cdot 9,81 \cdot (40 + 105) + 0 = 98860 \text{ Н}$$

где G_0 и G – масса соответственно машины и груза, т;

ω_0 – основное удельное сопротивление движению машины, значение которого принимают в зависимости от типа подземной дорог, Н/кН (25 –

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							70
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

для дорог с бетонным покрытием; 40 – для щебеночных дорог с битумной пропиткой; $80 \div 100$ – для дорог без покрытия, с зачисткой; $150 \div 180$ – для незащищенной почвы; $\omega_{кр} = (0,05 \div 0,08)$;

ω_0 - дополнительное сопротивление движению на криволинейных участках, Н/кН;

W_B –дополнительное сопротивление воздуха, учитываемое только при движении машины со скоростью более 20 км/ч, Н/кН;

i – удельное сопротивление на уклоне, принимаемое в зависимости от реального уклона, Н/кН; $a=0,44 \div 0,5$ м/с²- ускорение трогания.

Максимальная сила тяги по условию сцепления колёс машины с дорогой:

$$F_{max} = 1000 P_{сц} \Psi, H, \quad (6.122)$$

Сцепной вес $P_{сц}$ машины при всех ведущих колесах равен общему весу машины, а при двух ведущих колесах, например, в автосамосвалах типа МоАЗ ,

$$P_{сц} = 0,6 (G + G_0) g, кН \quad (6.123)$$

Максимальная сила тяги, которую способна развить машина на укатанной, мокрой, слегка грязной дороге при $\Psi=0,4$

$$F_{max} = 1000 \cdot 0,6 (50 + 19,5) 9,81 \cdot 0,4 = 163631 H. \quad (6.124)$$

Максимальная сила тяги ограничивается по мощности двигателя:

$$F_{max} = \frac{3600 N}{v} \eta_m \eta_k, H \quad (6.125)$$

где N – мощность двигателя машины, кВт; v – скорость автомобиля, км/ч;

$\eta_m=0,72 \div 0,75$ – КПД гидромеханической трансмиссии;

$\eta_k = 0,95$ – КПД колеса.

Скорость машины зависит от развиваемого в конкретных условиях тягового усилия:

$$v = \frac{3600 N}{F} \eta_m \eta_k, км / ч \quad (6.126)$$

Так как $F_{max} > F$, машина может перемещаться на данном уклоне. Скорость движения автосамосвала по уклону вверх

$$v = \frac{3600 \cdot 140 \cdot 0,75 \cdot 0,95}{98860} = 3,6 км / ч \quad (6.127)$$

Полный тормозной путь с учётом времени реакции водителя и действия

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							71
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

тормозов $t_p = 0,5 \div 0,6 \text{ с}$:

$$L_n = L_m + L_{p.в.} \quad (6.128)$$

где $L_{p.в.}$ – путь пройденный за время реакции водителя:

$$L_{p.в.} = \frac{v_H}{3,6} t_{p,м} \quad (6.129)$$

Таким образом, полная длина тормозного пути,

$$L_n = \frac{k_{ин} v_H^2}{254(\Psi + \omega_0 \pm i)} + \frac{v_H}{3,6} t_{p,м} \quad (6.130)$$

$$L_n = \frac{1,07 \cdot 15^2}{254(0,4 + 0,4 - 0,105)} + \frac{15 \cdot 0,6}{3,6} = 5,3 \text{ м.}$$

Объём вывозимой породы при строительстве транспортного уклона:

$$V_n = l_b \cdot S_{np}, \text{ м}^3, \quad (6.131)$$

$$V_n = 900 \cdot 25,8 = 23220 \text{ м}^3,$$

Масса вывозимой породы за весь период строительства ТУ:

$$Q = V_n \cdot \gamma_n \quad (6.132)$$

$$Q = 23200 \cdot 2,7 = 62694 \text{ т}$$

Время работы автосамосвала типа «МТ-42» по отгрузке породы при строительстве транспортного уклона, составит:

$$N_{pчМоАЗ} = \frac{Q}{Q_{автосамосвал}}, \text{ ч}, \quad (6.133)$$

$$N_{pчМоАЗ} = \frac{62694}{200,8} = 312,2 \text{ ч},$$

$$N_{рсмМоАЗ} = \frac{312,2}{7,2} = 43,4 \text{ см.}$$

Нормативная скорость строительства горизонтальных выработок, установленная ВНТП 13-2-93 «Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки» для данных условий составляет 75-100 м/мес. Отсюда следует, что для строительства транспортного уклона достаточно по одной ПДМ и одному автосамосвалу в работе и по одной единицы в резерве.

Окончательно принимаем $N_{ПДМ} = 1 \text{ шт}$, $N_{автосамосвал} = 1 \text{ шт}$.

7 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

7.1 Охрана недр

Горный отвод для подземной разработки месторождения медно-никелевых руд в поле шахты, в том числе и медистых руд, разработан институтом "Норильскпроект", утверждён Красноярским управлением Госгортехнадзора России и представлен предприятию для разработки полезных ископаемых.

Принятые в проекте схема вскрытия медистых руд, порядок отработки участков шахтного поля, управлением горным давлением, системы разработки и технологические процессы отвечают условиям безопасности горных работ и обеспечивают полноту извлечения и качество полезного ископаемого. Управление горным давлением с использованием полной закладки выработанного пространства твердеющими смесями исключает возможность оставления медистых руд в целиках и предотвращает разрушение выше налегающей толщи горных пород, которые могут быть использованы со временем как полезные ископаемые, а также проникновение в рудник подземных вод из водоносного горизонта. Ведение горных работ по добыче медистых руд в проекте предусматривается с соблюдением требований "Единых правил охраны недр". Медистые, вкрапленные руды, попутно добываемые при проходке горно-капитальных и эксплуатационных выработок, проектом предусмотрено временно складировать в специально предусмотренных для этого выработках, камерах, нишах и выдавать их в организованном порядке для хранения в поверхностном складе вкрапленных руд, а медистые на склад руды. Порода, извлекаемая при проходке горных выработок, будет частично использована для закладки выработанного пространства и остальные выдаваться на поверхность в породные отвалы.

7.1.1 Охрана окружающей природной среды

Мероприятия по охране окружающей среды разработаны в соответствии с требованиями следующих директивных и нормативных документов по проектированию: Закона России "Об охране атмосферного воздуха" "Основ

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ			
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата				
Разраб.		Костылев С.С.				«Строительство ремонтной базы СДО в условиях шахты «Известняков» рудника «Кайерканский» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» со специальной частью «Совершенствование технологии крепления»	Стадия	Лист	Листов
Провер.		Галайко А.В.						73	91
							Кафедра ШПС ИГДГГ СФУ		
Н. Контр.		Зайцева Е.В.							
Утверд.		Вохмин С.А.							

водного законодательства" " Основ земельного законодательства", СНиП 1.02.01-85 "Инструкция о составе, порядке разработки, согласование и утверждение проектно-сметной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений, приложение 4 в части охраны от загрязнения атмосферного воздуха и водоёмов; СНиП 2.06.14-85 "Защита горных выработок от подземных и поверхностных вод", "ЕПБ при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом", "Санитарных правил для предприятий по добыче и обогащению рудных, нерудных и россыпных полезных ископаемых, 1987г. и предварительных рекомендаций института "Гипроникель" по охране атмосферного воздуха для проектирования отработки медистых руд, 1990г.

7.1.2 Мероприятия по предотвращению загрязнения атмосферы

Для ранее введённых в эксплуатацию действующих объектов рудника, таких как ПЗК, транспортерные галереи и пункты перегрузки у скиповых стволов, склады руды и др. проектом "Комплексное обеспыливание" предусмотрены специальные мероприятия по снижению пыления горной массы путём искусственного её увлажнения (полив, орошение).

Самым крупным источником загрязнения атмосферы может быть рудничный воздух, выбрасываемый в атмосферу вент.стволами. Основными источниками загрязнения воздуха в руднике являются следующие элементы технологии горных работ:

- ведение очистной выемки и проходки выработок БВР;
- применение самоходного оборудования с дизельным приводом;
- закладка выработанного пространства твердеющими смесями;
- дробление руды в подземных дробильных комплексах.

Значительное снижение пыли в горных выработках до предельно допустимых концентраций (ПДК) достигается при выполнении мероприятий согласно проекту "Комплексное обеспыливание рудника". Наиболее полная информация о размерах выбросов вредных веществ из рудника в атмосферу имеется по нерастворимым компонентам оксида углерода и оксидов азота, источниками образования которых являются взрывные работы и эксплуатация дизельного оборудования. Выполненный институтом "Гипроникель"

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							74
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

предварительный расчёт, учитывающий величины выбросов веществ в атмосферу вент.стволами только по этим факторам показывает, что при достижении рудником расчётной мощности по медистым рудам с применением на горных работах малотоксичного дизельного оборудования суммарный годовой выброс оксида углерода(CO) составит136т, оксида азота (N)-167т. Максимальный же выброс вредных веществ при взрыве укрупнённого заряда ВВ предельно возможной величины в 12т составит по оксиду углерода(CO)-123,г/с и по оксидам азота (N)-13,3г/с. По предварительным данным этот выброс особой опасности не представляет.

7.1.3 Мероприятия по предотвращению загрязнения водоёмов

Источником возможного загрязнения окружающей среды являются хозяйственно-бытовые стоки с промплощадок рудника и шахтные воды. Хозяйственно-бытовые сточные воды промплощадки по внутриплощадочным канализационным сетям отводятся в канализационную насосную станцию, расположенную в районе вспомогательной площадки и вместе с хозяйственно-бытовыми сточными водами объектов вспомогательной и основной площадок, перекачиваются на очистные сооружения хозфекальной канализации для полной биологической очистки.

Все шахтные воды рудника поступают в водосборники главной водоотливной установки, расположенной на основной площадке откаточного. В водосборниках шахтные воды осветляются путём осаждения от вредных примесей, которые при зачистке водосборников загружаются в вагоны, выдаются на поверхность и направляются в горные отвалы. Шахтные воды, выдаваемые на поверхность, поступают в очистные сооружения, и после очистки используются в замкнутом цикле горно-обогательного производства для приготовления закладочных смесей на ПЗК, растворов на ОФ и тд.

7.1.4 Мероприятия по предотвращению загрязнения земной поверхности

Порода от проходки горных выработок выдаётся на поверхность. На поверхности порода складировается в породный отвалах, расположенных на специально отведённых участках вблизи промплощадки. В выдаваемых на поверхность породе вредных примесей не содержится.В связи с отработкой

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							75
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

медистых руд системами с закладкой выработанного пространства при проседании налегающих на закладочный массив пород прогиб поверхности образуется плавным, без разрывов земной толщи и не окажет вредного влияния на существующий природный ландшафт земельного отвода рудника.

7.2 Охрана труда

7.2.1 Общие положения

Горные работы, ведущиеся на руднике «Известняков», не подвержены воздействию горных ударов, на руднике отсутствует выделение вредных естественных газов, водообильность приурочена к отдельным участкам на границе с «таликовыми» зонами месторождения [9,10]. Для откачки воды предусмотрен рудничный водоотлив. Водоприток в рудник подразделяется на два типа: вода из массива и технологическая вода.

Все стоки по канавкам направляются в центральные водосборники, откуда насосом выкачиваются на поверхность. Шлам, образующийся в водосборниках, периодически с помощью погрузо-доставочных машин вывозится в ранее отработанные камеры, а на поверхность не выдаётся.

Оставляемые ленточные целики при камерно-столбовой системе разработки, рассчитаны на длительное стояние и предотвращают обрушение налегающей толщи в выработанное пространство. Поэтому на поверхности не образуется провалов, трещин и т.д. тем самым не нарушается поверхность.

Таблица 7.1 – Предельно допустимые концентрации углекислого газа

Вентиляционная струя	ПДК, процент по объёму	Примечание
На рабочем месте	0,50	Средняя концентрация в поперечном сечении вентиляционной струи
В выработках с общей исходящей струей рудника	0,75	Средняя концентрация в поперечном сечении вентиляционной сети
При проветривании и восстановлении выработок по завалу	1,00	Концентрация в какой-либо точке у почвы выработки

7.2.2 Техника безопасности при взрывных работах

Руководители всех подразделений рудника, люди которые посещают подземные выработки рудника, обязаны ознакомить своих трудящихся с порядком производства взрывных работ под роспись, обеспечить их своевременный выход из опасной зоны [9,10].

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							76
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

К производству взрывных работ допускаются лица не моложе 20 лет, имеющие образование 11 классов, стаж подземной работы не менее двух лет, сдавшие экзамены и имеющие «Единую книжку взрывника».

При зарядании забоев опасная зона ограждается предупредительными табличками (аншлагами) "Стой взрыв!". В подземных выработках запретная зона определяется расчётом по действию ударной волны от возможного взрыва наибольшего количества ВВ, в соответствии с ЕПБ при ВР.

Все люди, не связанные с взрывными работами, обязаны выйти за пределы зоны ограждений предупредительными аншлагами и постами.

Взрывание зарядов взрывчатых веществ должно проводиться по технической документации (проектам, паспортам и т.п.). С такими документами персонал, осуществляющий буровзрывные работы, должен быть ознакомлен под роспись.

Перед началом зарядания на границах опасной зоны должны быть выставлены посты, обеспечивающие её охрану, а люди, не занятые заряданием, выведены в безопасные места лицом технического надзора или по его поручению бригадиром.

На подземных работах во время зарядания допускается замена постов аншлагами с надписями, запрещающими вход в опасную зону.

В подземных выработках с исходящей вентиляционной струёй воздуха, по которым направляются продукты взрыва, посты не выставляются. Эти выработки должны быть ограждены аншлагами с надписями, запрещающими вход в опасную зону.

При производстве взрывных работ обязательна подача звуковых сигналов для оповещения людей. Запрещается подача сигналов голосом, а также с применением взрывчатых материалов.

Значение и порядок сигналов:

а) первый сигнал – предупредительный (один продолжительный). Сигнал подаётся перед заряданием.

После окончания работ по заряданию и удалению связанных с этим лиц взрывники приступают к монтажу взрывной сети:

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							77
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

б) второй сигнал – боевой (два продолжительных). По этому сигналу проводится взрыв;

в) третий сигнал – отбой (три коротких). Он означает окончание взрывных работ.

Допуск людей к месту взрыва после его проведения может разрешаться лицом технического надзора, осуществляющим непосредственное руководство взрывными работами в данной смене, только после того, как им или по его поручению бригадиром будет установлено совместно со взрывником, что работа в месте взрыва безопасна.

При производстве взрывных работ мастером-взрывником допуск рабочих к месту взрыва для последующих работ может разрешаться мастером-взрывником.

7.2.3 Мероприятия по безопасному движению самоходного оборудования (СДО)

На подземных участках рудника, эксплуатирующих СДО, должны иметься схемы движения СДО с указанием на схемах: типовых дорожных знаков; ходовой стороны; мест, имеющих недостаточные зазоры для проезда СДО; количество воздуха проходящего через сечения выработки; тип СДО, которому разрешен проезд по данной выработки.

В выработках, по которым осуществляется движение СДО и не имеющих достаточный зазор, скорость движения СДО не более 5 км/ч. Проезд сопряжения выработок 3 км/ч с обязательной подачей сигнала.

7.2.4 Мероприятия по комплексному обеспыливанию рудничной атмосферы.

Комплексное обеспыливание рудничной атмосферы основывается на анализе источников запыления рабочих зон по размерам уровня запылённости и осуществляется в объёме и с интенсивностью, зависящей от предельно допустимой концентрации пыли и ее минералогического состава, которая не должна превышать 6 мг/м³.

Обеспыливание достигается: подачей чистого воздуха, предупреждением образования взвешенной пыли в воздухе, подавление распространяющейся в

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							78
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

воздухе пыли, применение средств индивидуальной защиты при работе в местах пылеобразования. Для подавления пыли при бурении предусматривается: бурение шпуров и скважин с водой, с целью подавления пыли непосредственно в забое шпура (скважины); эффективное проветривание забоев.

Для пылеподавления на транспорте производится периодическая зачистка почвы транспортных выработок от горной массы и пыли.

В местах интенсивного пылеобразования на подземных работах (буровые работы, погрузка горной массы) кроме общих мер пылеподавления могут применяться при необходимости индивидуальные средства защиты органов дыхания.

На руднике проводится интенсивное проветривание всех выработок свежим воздухом, с помощью рудничных вентустановок, а так же дополнительное распределение воздуха в местах интенсивных горных работ с помощью вентиляторов местного проветривания.

7.2.5 Меры по ослаблению шума

Стационарное оборудование, вызывающее шум и вибрацию, устанавливается на изолированных от пола самостоятельных фундаментах.

Для защиты от вибрации операторов применяются виброгасящие перчатки.

7.3 Противопожарные мероприятия

Противопожарные мероприятия выполняются в соответствии с требованиями безопасности. Водоснабжение подземных горных работ осуществляется от магистральных сетей водопровода, от которых идут ответвления к стволам, для устройства водяных завес в выработках, а также для тушения пожаров в стволах.

Все протяжённые и камерные выработки, предназначенные для разработки, крепятся несгораемой крепью: комбинированной, усиленной комбинированной, бетонной и железобетонной, арочной металлической.

Для борьбы с пожарами и пылью в горных выработках предусматривается прокладка противопожарно-оросительного водопровода. На трубопроводах через каждые 250 м предусмотрены пожарные краны. Диаметр трубопровода равен 100 мм, который постоянно заполнен водой и находится

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							79
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

под давлением 0.4-1.0 МПа.

Противопожарные трубопроводы оборудованы запорной арматурой, клапанами и вентилями с соединительными головками, устанавливаемыми согласно требованиям ЕПБ.

Для повышения надёжности пожаротушения предусматривается подключение воздухопроводов к противопожарным трубопроводам через задвижки. Задвижки устанавливаются на давление не более 10 МПа после редуционных клапанов.

Расход воды на один пожар в горных выработках принимается на два пожарных ствола с диаметром 19 мм и расходом на один ствол 7 л/с.

7.4 Гражданская оборона

На территории НПР могут возникнуть чрезвычайные ситуации природного характера: сильные метели, сильные морозы, туманы. Сильные морозы отрицательно сказываются на топливно-энергетическом обеспечении НПР.

Для предупреждения загорания ВВ, ВМ – взрывчатые материалы хранятся в камерах склада ВМ партиями не более 2-х тонн. Для погашения взрывной волны в случае загорания или взрыва ВМ соблюден принцип трёх углов. Подземные склады хранения ВВ и ВМ спроектированы и построены отдельными бетонированными камерами с мощными железными дверями. Максимальная загрузка камеры не более одной партии.

Для предупреждения пожаров на руднике имеется автоматическая система оповещения о пожаре. Огнетушители типа ОП; ОУ. Пожарные гидранты на поверхности и под землёй.

Оповещение руководящего состава, рабочих и служащих проводится согласно схеме оповещения по имеющимся штатным средствам связи: телефоны, ГГС, под землёй добавочно по системе «Земля – 3М», а также путем реверсирования потока воздуха внутришахтной вентиляции и чередованием (вкл. – выкл.) внутришахтного освещения.

7.5 План ликвидации аварий

На каждом руднике должен быть детально разработанный план

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							80
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

ликвидации аварий. В этом плане предусматриваются конкретные меры по максимально быстрому спасению людей в случае аварии, по ликвидации ее и восстановлению нормальной работы рудника или участка.

План составляется на случай возникновения подземных пожаров, пожаров внадшахтных зданий и сооружений, крупных обвалов, затоплений выработок.

План ликвидации аварий - это документ, определяющий меры и действия, необходимые для спасения людей и ликвидации аварий в шахтах и рудниках в начальной стадии их возникновения. Каждая его позиция действует с момента извещения о происшедшей аварии до полного вывода всех людей из шахты на поверхность или в безопасные места.

Общие указания к плану ликвидации аварий по руднику

1. Оповещение рабочих на подземных работах о возникновении аварии на руднике производится телефонной связью, громкоговорящей поисковой связью, отключением электроэнергии, аварийной сигнализацией «Земля – 3М», посыльными.

Оповещение рабочих горящего объекта на поверхности – по телефону, громкоговорящей поисковой связью, посыльными.

Повторное оповещение об аварии производит диспетчер рудника через каждые 10 минут или по указанию ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.

2. При обнаружении аварии (пожара) каждый трудящийся обязан немедленно известить диспетчера рудника и предупредить об опасности ближайших рабочих, лиц горнадзора, принять меры по ликвидации аварии в начальной стадии её возникновения, находясь со стороны свежей струи подручными средствами (огнетушителями, песком и т.д.).

3. Понятие «до очага пожара» и «за очагом пожара» считать по ходу вентиляционной струи, по принятому режиму работы главного вентилятора при аварии на данной позиции.

4. Командный пункт ответственного руководителя работ по ликвидации аварии – диспетчерская.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							81
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

5. При отключении электроэнергии на руднике по распоряжению диспетчера через 30 минут люди выводятся из очистных забоев, а через 2 часа на поверхность.

6. При пожаре на руднике в зимний период, ответственный руководитель работ организывает сбор людей, вышедших через запасные выходы в здания вентиляторных установок и доставляет их группами в АБК.

7. Любое отключение электроэнергии в руднике может быть сигналом об аварии. Поэтому люди, находящиеся в руднике должны выяснить причину отключения.

8. Для ликвидации пожаров на руднике используются материалы, находящиеся на складах ППМ, противопожарными трубопроводами, расположенными по панельным и транспортным штрекам. Шланги для мокрого бурения на концах трубопроводов, огнетушители и песок, находящиеся на действующем оборудовании, подстанциях УПП, камерах СДО, складе ВМ.

9. В позициях, не связанных с загазированием горных выработок допускается, по команде ответственного руководителя работ по ликвидации аварии, использование подземного транспорта для быстрого удаления людей из аварийного участка и рудника и для доставки отделений ВГСЧ к месту аварии.

10. Режим работы вентиляторов местного проветривания.

10.1. Во всех случаях вентиляторы местного проветривания работают, за исключением общего отключения электроэнергии по руднику.

11. В случае необходимости, в местах определённых ответственным руководителем работ по ликвидации аварии, устанавливаются временные перемычки для предотвращения быстрого распространения пожара.

12. В случае недостаточного давления или количества воды, необходимой для тушения пожара, включаются насосы на пожарках.

13. Основными запасными выходами из рудника являются: наклонный транспортный ствол, наклонные вентиляционные стволы ВС-1 и ВС-2.

7.6 Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии

Здание блока цехов: вентиляторная главного проветривания, компрессорная, калориферная, ремонтный цех, все производственные и подсобные помещения блока цехов и транспортная галерея.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							82
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

Таблица 1.2 – пожар

Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии	Ответственные лица и исполнители	Пути и время (мин.) выхода людей из аварийного и угрожаемых участков
1.Главный вентилятор ВОД-40М <u>ОСТАНОВИТЬ</u> , ляда №15 закрыта. 2.Включить аварийную систему оповещения “Земля - 3М”. 3.Отключить электроэнергию на ГПП-49 (яч. №№ 15, 16) через диспетчера РЭС г.Кайеркана. 4.Вызвать ВГСЧ по прямой связи или по тел.:35-44-41, 35-44-66 и дежурный караул ПЧ-41 по тел.: 39-27-97 или 01 5.Открыть ворота: в надшахтном здании и шлюзовые на транспортной штольне. 6.При пожаре в калориферной закрыть отсекающие ляды агрегатов №1 и №2 ВОД-40М. 7.При пожаре на маслостанциях главной вентиляторной установки включить пеногенераторную установку. 8.Оповестить подземный и поверхностные участки об аварии. Способы оповещения: Подземный участок - «Земля-3М», ТЕЛЕФОН, ЖИВАЯ СВЯЗЬ. Поверхностный участок – ПГС, ТЕЛЕФОН, ЖИВАЯ СВЯЗЬ. Вывести людей на поверхность рудника. 9.Сообщить должностным лицам по списку (ФОРМА №3).	Отв: руководитель работ по ПЛА Исполнитель: дежурный машинист вентилятора. Отв: руководитель работ по ПЛА Отв: руководитель работ по ПЛА Отв: руководитель работ по ПЛА Исполнитель: дежурный электрослесарь Отв: руководитель работ по ПЛА Исполнитель: дежурный электрослесарь Отв: руководитель работ по ПЛА Исполнитель: дежурный электрослесарь Отв: руководитель работ по ПЛА Отв: руководитель работ по ПЛА Отв: руководитель работ по ПЛА Исполнитель: назначенное лицо, ответственным руководителем работ по ликвидации аварии.	Люди, находящиеся в надшахтных зданиях и поверхностных объектах выходят к месту сбора к надшахтному зданию. Время выхода - 10 минут. Люди, находящиеся во всех горных выработках рудника по ближайшим горным выработкам переходят на транспортный штрек №2, транспортный уклон, транспортную штольню и по конвейерной штольне через сбойку №1 или вентиляционный ствол №2 выходят на поверхность. Время выхода - 48 минут.
11.Организовать бесперебойную подачу воды к зданию блока цехов и транспортной галерее.	Отв: руководитель работ по ПЛА Исполнитель: дежурный электрослесарь	
12.Повторно оповестить подземный и поверхностные участки рудника об аварии. Способы оповещения: подземный участок - «Земля3М», ТЕЛЕФОН, ЖИВАЯ СВЯЗЬ. Поверхностный участок	Отв: руководитель работ по ПЛА	

Средства пожаротушения находятся на поверхностном складе противопожарных материалов, песок, огнетушители в здании блока цехов, компрессорной, вентиляторной в количестве, предусмотренном проектом противопожарной защиты рудника. Вода из пожарного трубопровода в здании блока цехов и транспортной галерее.

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							83
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

8 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Смета представляет собой план предстоящих расходов и поступлений материальных и денежных средств предприятия.

Сметная документация составляется в определенной последовательности, с постепенным переходом от мелких к более крупным элементам строительства.

Существует несколько видов смет.

Локальные сметы - это первичная сметная документация. Они составляются на отдельные виды работ и затрат по зданиям и сооружениям. Самая простая строительная смета - локальная, она складывается из двух частей, которые в какой - то мере зависят друг от друга.

Левая половина сметы содержит описательную часть, в которой представлены шифр и перечень работ и затрат, необходимых при производстве строительных, ремонтно-строительных, монтажных, пусконаладочных работ. В этой половине также указываются единицы измерения (масса, штука, метр, комплекты и прочие физические параметры).

Во второй половине сметы даются прямые затраты в рублях по выполнению описательной части работ на указанную единицу измерения, количество единиц измерения и произведение единиц измерения на их количество. В результате каждая строчка несет информацию о стоимости работ, описанных в левой части сметы, в денежном выражении. Складывая итоги всех строчек, получаем сумму затрат, необходимых для проведения того или иного вида работ.

Эти сметы составляются по зданиям и сооружениям на отдельные виды работ, строительные работы, внутренние санитарно - технические работы, устройство электрического освещения, телефонизацию, телевидение, монтаж металлоконструкций, монтаж и приобретение оборудования, монтаж электросиловых установок и технологических трубопроводов, приобретение

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ			
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата				
Разраб.		Костылев С.С.				«Строительство ремонтной базы СДО в условиях шахты «Известняков» рудника «Кайерканский» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» со специальной частью «Совершенствование технологии крепления»	Стадия	Лист	Листов
Провер.		Зайцева Е.В.						84	94
							Кафедра ШПС ИГДГГ СФУ		
Н.контр.		Зайцева Е.В.							
Утверд.		Вохмин С.А.							

производственного, хозяйственного инвентаря и мебели и др.

В составе каждой сметы отдельные виды строительных и монтажных работ группируются в разделы по конструктивным элементам здания, видам работ и устройств. Работы по подземной и надземной частям объекта выделяются в отдельные разделы. В каждом из них в составе общестроительных работ выделяются затраты по стенам, фундаментам, перекрытиям, перегородкам, полам, проемам, кровле, отделке, лифтам и т.п.

По общеплощадочным работам локальные сметы разрабатываются на вертикальную планировку, устройство инженерных сетей, подъездных и междоуличных путей и дорог, благоустройство и озеленение территории, малые архитектурные формы и др.

Объектные сметы разрабатываются на строительство каждого объекта - здания, сооружения, входящего в состав предприятий, очереди или пускового комплекса, и содержат показатели стоимости строительных и монтажных работ; оборудования, инвентаря, мебели; прочие затраты. Они объединяют данные из локальных смет и являются сметными документами, на основе которых определяются свободные (договорные) цены на строительную продукцию.

Сметы 01-05 на строительство ремонтной базы составлены по рабочей документации в ценах 2016г.

Стоимость строительно - монтажных работ в локальной смете определена по сборникам ФЕР-2001, с пересчетом в текущий уровень цен на 1 квартал 2015г.

Стоимость материалов определена по прайс - листам заводов - изготовителей в текущих ценах.

Накладные расходы приняты по видам строительных и монтажных работ от фонда оплаты труда рабочих строителей и механизаторов согласно "Методических указаний по определению величины накладных в строительство МДС 81 - 33.2004", сметная прибыль - от фонда оплаты труда рабочих - строителей и механизаторов на основании письма № АП - 5536/06 по видам строительных и монтажных работ.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							85
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

В данной работе представлены локальные сметы на строительство ремонтной базы в условиях шахты “Известняков” рудника “Кайерканский”.

Для того чтобы произвести расчет смет необходимо определить объемы работ и расход материалов. Ниже приведены расчеты расхода материалов и объемы работ.

8.1 Сметная стоимость строительства участка закрепленного анкерной крепью

Объем работ на установку железобетонных штанг в кровлю выработки:

$$V_{жбш} = \frac{n_{кр} \cdot L_v}{n_{компл}} \quad (8.134)$$

где $n_{кр}$ – количество штанг в кровле (раздел 2.2.2), шт;

L_v - длина выработки, закрепленной анкерной крепью, м;

$n_{компл}$ – количество штанг в комплекте, шт.

$$V_{жбш} = \frac{8 \cdot 300}{0,8 \cdot 100} = 30_{компл.}$$

Объем крепления набрызг-бетоном, толщина слоя до 200 мм

$$V_{кр} = \frac{V_б}{100}, м^3 \quad (8.135)$$

где $V_б$ - объем бетон в крепи, м³;

100 - по проектному бетону, м³.

$$V_{кр} = \frac{3600}{100} = 36, м^3$$

Объем работ на установку железобетонных штанг в бока выработки определяется по формуле:

$$V_{жбш} = \frac{n_б \cdot L_v}{n_{компл} \cdot l} \quad (8.136)$$

где $n_б$ - количество штанг в боках (раздел 2.2.2), шт;

L_v - длина участка выработки, закрепленного анкерной крепью, м;

$n_{компл}$ – число штанг в комплекте, шт.

l - длина между рядами, м

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							86
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

$$V_{жбш} = \frac{8 \cdot 300}{0,8 \cdot 100} = 30 \text{ компл.}$$

Объем работ по навеске вентиляционных полихлорвиниловых труб:

$$V_{в.т.} = \frac{L_v}{l_t}, \text{ шт,} \quad (8.137)$$

где L_v - длина выработки, м;

l_t - длина вентиляционных труб, м.

$$V_{в.т.} = \frac{300}{100} = 3 \text{ шт}$$

Локальная смета на строительство участка закрепленного УКК- 300 м приведена в табл. 8.1.

8.2 Сметная стоимость строительства участка закрепленного монолитной бетонной крепью

Объем бетонных работ:

$$V = \frac{1,2 \cdot 100}{300} = 1,69$$

где 1,2 - площадь поперечного сечения бетона в сечении выработки, м²;

100 - единица измерения 100 м³ по проектному бетону;

300 – длина участка выработки, закрепленного монолитной бетонной крепью;

Объем работ по проведению горных выработок:

$$V = \frac{39 \cdot 300}{300 \cdot 1,27} = 30,7,$$

где 39 - площадь поперечного сечения выработки в проходке, м²;

300 - единица измерения 100 м³ по проектному бетону;

300 – длина участка выработки, закрепленного монолитной бетонной крепью;

Объем навески вентиляционных полихлорвиниловых труб:

$$V_{в.т.} = \frac{300}{100} = 3 \text{ шт.}$$

где 300 - длина анкерной выработки, м;

100 - длина вентиляционных труб, м.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		87

Локальная смета на строительство участка закрепленного монолитной бетонной крепью приведена в табл. 8.1.

Таблица 8.1 – Локальная смета на строительство участка

№	Обоснование цены	Наименование конструктивных элементов и видов работ	Ед. изм.	Кол-во	Цена за ед.					Сумма				
					всего	з/пла	экспл	в т ч	мат-л	всего	з/плата	экспл	в т ч з/п ме х	мат-л
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1	35-01-088-04	Прохождение горизонтальных выработок и их сопряжений взрывным способом в шахтах, не опасных по метану или пыли, площадь сечения от 20 до 40 м2, коэффициент крепости пород 7-9	100 м3	117	33439,1	1320,6	28471,61	0	3646,89	3912374,7	154510,2	3331178	0	426686,13
2	35-01-474-01	Крепление горизонтальных и наклонных выработок набрызг-бетоном слоем до 200 мм, подача смеси по резиновому шлангу	100 м3	0,6	88860,55	9124,42	30641,29	0	907	53316,33	5474,652	18384,8	0	544,2
3	35-01-445-01	Возведение крепи из бетона в породах с коэффициентом крепости 7 - 20	100м3	3,6	99213,31	8229,48	351,65	0	90632,18	357167,92	29626,13	1265,94	0	326275,85
5	35-01-569-06	Установка железобетонных штанг в кровлю в породах	100 к. шт	30	6380,66	2056,72	3464,02	0	859,92	191419,8	61701,6	103921	0	25797,6
6	35-01-570-02	Установка железобетонных штанг в стены	100 к. шт	30	3289,19	1159,64	1655,74	0	473,81	98675,7	34789,2	49672,2	0	14214,3
	Итого Прямые затраты									4612954,4	286101,8	3454750	0	
	Накладные расходы										271796,7			
	Сметная прибыль										135898,3			
	Итого сметная стоимость										5020649			

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. разработка рудных и нерудных месторождений. М.: Недра, 1983. – 424 с.
2. Вохмин, С. А. Задачник по горным работам / С. А. Вохмин; ГАЦМиЗ. - Красноярск, 2002. - 168 с.
3. В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. М.: Именитов Недра, 1978. – 528 с.
4. Горный журнал Научно-технический и производственный журнал / Под ред. Л.А. Пучков. - Москва, 6.210.-97с.
5. Дубинный, А. Ф. Строительство горных предприятий: учеб. по-сobie / А. Ф. Дубинный; ГАЦМиЗ. - Красноярск, 1997. - 136 с.
6. Дубинный. А.Ф. Строительство горных предприятий /КГАЦМиЗ.- Красноярск, 136 с.
7. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. - М.: Недра, 2003. - 103 с.
8. Единые нормы времени и выработки на горные работы для рудников цветной металлургии / Мин-во цвет, металлургии СССР. - М.: 1983.-198 с.
9. Единые правила безопасности при взрывных работах / Ред. кол.: М.П.Васильчук и др.; Утв. Госгортехнадзором России 1992 г.- М: НПО ОБТ, 1993.- 238 с.
10. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. Книга 1. – М.: НПО ОБТ, 1996. – 260 с.
11. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. Книга 2. – М.: НПО ОБТ, 1996. – 224 с.
12. Единые правила безопасности при взрывных работах. - М.: ГУЛ НТЦ БП, 2001. - 248 с.
13. Кодекс законов о труде Российской Федерации. Официальный текст по состоянию на 15 октября 1997 г. – М.: Издательская группа ИИНФРА·М-НОРМА, 1997.– 139 с.

						ДП-130400.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		89

14. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых: Справочник. – М.: Недра, 1991. – 399
15. Проектирование взрывных работ в промышленности / под общ. ред. Б. Н. Кутузова. - М.: Недра, 1983. - 359 с.
16. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. - М.: Недра, 1980. - 110 с.
17. Рогинский В.М. Технология, экономика и управление строительством горных выработок в крепких породах. – М.: Недра, 1993. – 304 с.
18. Рудничная вентиляция: Справочник / Н.Ф.Гращенков, А.Э.Петросян, М.А.Фролов и др.; Под ред. К.З.Ушакова. - 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988.– 440 с.
19. Справочник по горнорудному делу / под ред. В. А. Гребенщика, Я. С. Пыжьянова, И. Е. Ерофеева. - М.: Недра, 1983. - 423 с.
20. Справочник по буровзрывным работам / под общ. ред. М. Н. Друкованного. - М.: Недра, 1976. - 632 с.
21. Справочник инженера шахтостроителя: В 2 т. / под общ. ред. В. В. Белого. Т. 2. - М.: Недра, 1983. - 423 с.
22. Справочник по горнорудному делу/Под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. - М.: Недра, 1983.- 816 с.
23. С.А. Вохмин Сборник примеров и задач по подземным горным работам/КГАЦМиЗ. - Красноярск, 120с.
24. С.А. Вохмин Технология и безопасности взрывных работ: Методические указания к выполнению лабораторных работ для студентов специальностей 130404, 130406 /ФГОУ ВПО СФУ ИГДГиГ.-Красноярск, 2008. 86с.
25. Специальные мероприятия к ПБ по ведению горных и взрывных работ на подземных рудниках Норильского горно-металлургического комбината им. А.П. Завенягина в условиях газопроявлений метана.
26. Технология, механизация и организация проведения горных выработок / под общ. ред. В. В. Смирнякова. - М.: Недра, 1983. - 264 с.
27. Требуш Ю.П. Технология проведения горных выработок Методические

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							90
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		

указания к выполнению курсового проекта для студентов специальностей 090200 ;ГУЦМиЗ-Красноярск,2004. 68с.:ил.

28. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М.: Недра, 1976. – 253 с.

29. Ушаков К.З., Бурчаков А.С. Аэрология горных предприятий: Недра, 1987. – 424 с.

30. Шехурдин, В. К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок / В. К. Шехурдин. - М.: Недра, 1985. - 240 с.

						ДП-1304.00.65.00.05-120901016ПЗ	Лист
							91
Изм.	Кол.уч.	Лист	№ док.	Подпись	Дата		